

621.7  
Г-12

**НОРМАЛЬНЫЕ  
РУКОВОДСТВА  
ДЛЯ ВЫСШЕЙ ШКОЛЫ**

А. П. ГАВРИЛЕНКО

74/6

**МЕХАНИЧЕСКАЯ  
ТЕХНОЛОГИЯ МЕТАЛЛОВ**

Часть II

**ЛИТЕЙНОЕ ДЕЛО**

П  
О

**ГОСУДАРСТВЕННОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО**

В Лео.



5147

№ .....

### **Берегите книгу**

Не перегибайте книгу  
во время чтения

Не загибайте углов

Не делайте надписей на книге

Не смачивайте пальцев слюною  
перелистывая книгу

**Завертывайте книгу в бумагу.**











78  
НОРМАЛЬНЫЕ РУКОВОДСТВА ДЛЯ ВЫСШЕЙ ШКОЛЫ

7  
У 621.7  
Г 212  
А. П. ГАВРИЛЕНКО

# МЕХАНИЧЕСКАЯ ТЕХНОЛОГИЯ МЕТАЛЛОВ

Часть II.

## ЛИТЕЙНОЕ ДЕЛО.

ПОЛНОЕ РУКОВОДСТВО К УСТРОЙСТВУ ЛИТЕЙНЫХ  
И ВЕДЕНИЮ В НИХ РАБОТ.

Выпуск I.

ВЫБОР ЧУГУНА. КОНСТРУКЦИЯ ПЕЧЕЙ ДЛЯ РАЗЛИЧНЫХ ВИДОВ ТОПЛИВА.  
РАСЧЕТ ПЕЧЕЙ. РАБОТА ПЕЧЕЙ НА РАЗЛИЧНЫХ ВИДАХ ТОПЛИВА. ИЗМЕНЕНИЕ  
СВОЙСТВ ЧУГУНА ПРИ ПЛАВКЕ. РАЗЛИЧНЫЕ ПРИСПОСОБЛЕНИЯ.

издание 4-е (ПОСМЕРТНОЕ)

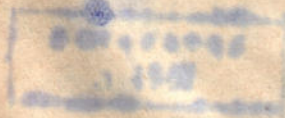
4483  
ПРОВЕРЕНО 1988 г.

под редакцией проф. И. П. ЗАЛЕССКОГО.

5/47  
Государственное издательство  
МОСКВА •• 1924 •• ЛЕНИНГРАД

И  
АКАДЕМИЧЕСКАЯ  
Библиотека  
— И. П. Залесский  
Имя П. Залесского







## Предисловие редактора

Крупные дарования покойного Александра Павловича Гавриленко в соединении с упорным трудом, его огромная теоретическая осведомленность, при постоянном соприкосновении с заводской практикой, сделали составленное им „Литейное дело“ необходимой книгой для всякого работника в области литья.

Значение составленной им книги нисколько не ослабляется даже в настоящее время, когда вся техника двинулась вперед большими шагами.

Приступая к редактированию посмертного издания профессора Гавриленко, столь блестяще исполнившего принятую на себя задачу, я считаю нужным отметить, что некоторые исправления и дополнения, которые читатель заметит в курсе, были предусмотрены уже самим А. П.

Этим несколько облегчилась моя трудная задача — сделать курс „Литейного дела“ в четвертом издании столь же необходимым, каким он был при составлении автором.

Особенно устарела вся металлургическая часть, а также теория построения и расчет печей. Эти отделы мне пришлось переработать заново, при чем, в соответствии с русскими условиями, было обращено особое внимание на применение древесного топлива.

Некоторые дополнения материала мне пришлось сделать для придания курсу большей цельности, в виду отделения от него I-й части Механической Технологии Металлов.

*И. Залесский.*

Июль 1922 г.







## ВВЕДЕНИЕ.

Процесс отливки состоит в том, что расплавленный металл **зливается** в заранее подготовленную форму и, затвердевая в ней, принимает **сам очертания**, очень близко подходящие к очертаниям формы. Из сказанного **ясно**, что если желают получить при отливке копию какого-нибудь предмета, то прежде всего форма должна быть подготовлена таким образом, чтоб ее очертания по возможности совпадали с очертанием исполняемой вещи, а во-вторых — чтоб ее внутренняя поверхность, наполняемая металлом, не изменялась под действием жара и давления расплавленного металла. Чем в большей степени будут выполнены эти два условия, тем лучше получится отливка.

Формы готовят при помощи моделей и шаблонов. Модель представляет собою тело подобное тому, которое желают получить при отливке, и может готовиться из различных материалов: дерева, металла, глины, гипса и др. При формовке модель обкладывается слоем формовочного материала, но слой этот делается не **цельным**, а составляется из частей так, чтоб каждую часть отдельно легко было **снять** с модели. Поверхности, по которым отдельные части формы **соприкасаются** между собой, мы будем называть поверхностью раздела или **стыком** формы. Полученные таким образом отдельные куски формовочного материала, снятые с модели и составленные потом вместе в одно целое, и представляют собой форму, при чем ее внутренняя поверхность будет **совершенно** совпадать с внешней поверхностью модели.

Иногда, вследствие причудливого очертания отливаемой вещи, представляется невозможным получить с нее слепок. В таких **случаях** очертание самой модели упрощают, а чтоб придать форме надлежащий вид, в нее вставляют отдельные куски, так называемые **стержни** или **пишки**. Стержни готовят в особых стержневых ящиках, которые для стержней являются теми же формами и могут, подобно моделям, готовиться из различных материалов: дерева, металла, гипса, глины и др. К употреблению стержней часто прибегают также с целью облегчить формовку или получить форму более прочной, хотя та же самая форма могла бы быть исполнена и без стержней. Сказанное станет более ясным при подробном рассмотрении способов формовки. Следовательно, отличие в приготовлении формы и стержня будет состоять в том, что при изготовлении формы модель вынимается из



формовочного материала, при изготовлении стержня, наоборот, — стержень вынимается из ящика, который делается разъемным на потребное число частей. Чтоб стержень становился правильно и прочно держался в форме, на модели, в том месте, где должен быть поставлен стержень, делается выступ или знак, который при формовке дает отпечаток в форме. Подобное добавление или знак делается в стержневом ящике. Эти знаки в виде впадины в форме и соответствующего выступа на стержне и служат для правильной постановки стержня.

Кроме формовки при помощи моделей, формы могут быть приготовлены от руки — изваяны. Так как в машиностроении и вообще в строительном деле громадное число деталей представляет собою правильные тела вращения или другие правильные геометрические фигуры, то изваяние таких форм может быть произведено очень просто при помощи так называемых шаблонов, представляющих собою образующую поверхности формы, при чем эти шаблоны прикрепляются к оси вращения, совпадающей с геометрической осью формуемого тела вращения; точно так же можно получать плоские и другие поверхности, заставляя шаблон соответствующего очертания двигаться по соответствующим форме направляющим. Шаблоны могут готовиться из деревянных досок или металлических листов.

Формуя при помощи шаблонов, уже трудно различить форму от стержня, так как то и другое готовится одинаковым образом; тем не менее и при шаблонной формовке некоторым частям присваивается название стержней, и именно тем частям, которые так же назывались бы при исполнении формы при помощи модели.

Наконец формовка может производиться, комбинируя оба способа, т.-е. исполняя часть формы при помощи модели и часть формы при помощи шаблона.

Формы могут готовиться открытые и закрытые: в первом случае верхняя сторона отливаемой вещи представляет горизонтальную поверхность расплавленного металла и потому всегда должна быть плоской, во втором же она может принимать произвольное очертание. В форму металл вливается через особый канал, литник. Понятно, что для заполнения всей формы металлом необходимо, чтоб отверстие литника, через которое вливается металл, или резервуар, было расположено выше, чем наивысшая точка внутренней поверхности формы. При заполнении формы металл вытесняет находящийся внутри ее воздух, и для его выхода в форме делается особенное отверстие — выпор. В стенках формы, при наполнении ее горячим металлом, образуются пары и газы, которые должны находить свободный выход. Для этого материал, из которого приготовлена форма, должен обладать достаточной пористостью, а кроме того в стенках формы проделываются особые вентиляционные каналы или отдушины, через которые и выходят газы.



## ГЛАВА I

**1. Требования, предъявляемые к литью.** Чугун является наиболее употребительным материалом в литейном деле.

Отлитые из чугуна предметы применяются в хозяйстве, для украшений в качестве художественных изделий, для всевозможных технических целей — вообще, нет той отрасли, где бы чугунное литье не получило своего приложения.

В зависимости от применения, литье должно обладать теми или другими качествами и механическими свойствами. Свойства же чугунного литья зависят от его химического состава, от быстроты застывания и охлаждения, способа отливки, и меняются в зависимости от процессов, происходящих, при расплавлении чугуна, в том или другом устройстве. Поэтому для выбора чугуна необходимо познакомиться с зависимостью свойств его от указанных причин.

Для получения хорошей отливки:

1. — Прежде всего материал должен быть в расплавленном состоянии достаточно жидок, чтобы легко заполнить все извилины формы. Если материал перед расплавлением не переходит через тестообразное состояние и вообще не имеет переходной густой консистенции, то такой материал особенно удобен.

2. — Материал не должен менять свою форму при застывании.

3. — Должен давать отливку равномерного состава как в тонких, так и в массивных частях.

4. — Не должен давать внутри отливки отдулин и пузырей.

5. — Должен быть прочным как в толстых, так и в тонких частях отливки, оставаясь в обоих случаях достаточно мягким для дальнейшей обработки.

6. — Должен давать возможно меньшую „усадку“, т. е. возможно меньшее сокращение объема отлитого предмета после его застывания.

**2. Химический состав литейных чугунов.** Указанными свойствами обладает так называемый серый чугун, каковой и употребляется в литейном деле под названием „литейного чугуна“. Литейные чугуны классифицируются в Шотландии и Америке на 3 номера:

Литейный № 1. — Темносерый. Излом темносерый, с сильным металлическим блеском, с крупными кристаллами, напоминающими свежесрезанный свинец.



Литейный № 2. — Серый. Излом серый, блеск ясный металлический, кристаллы мельче, чем у № 1.

Литейный № 3. — Светлосерый. Излом светлосерый, блеск слабый, кристаллы небольшие — в середине несколько большие и блестящие.

Русские литейные чугуны обыкновенно разделяются на 2 сорта: № 1. Серый чугун темный и № 2. Серый чугун светлый. Литейные чугуны имеют удельный вес: темносерый — 6,8 и серый — 7,2. Литейные чугуны имеют следующий химический состав:

Углерода в виде графита	от 2% до 3,5%
Углерода связанного	„ 0,15 „ 1,25
Кремния (Si)	„ 0,15 „ 3,75
Марганца (Mn)	„ 0,00 „ 1,50.

Остальное — железо. Кроме того, как более или менее вредные примеси, встречаются в небольших количествах фосфор (P) от 0 до 1,5% и сера (S) от 0 до 0,50%. Медь (Cu) тоже иногда содержится в небольших количествах, не оказывающих особо заметного влияния.

Из всех составных частей чугуна наиболее важной является углерод, каковой один, в зависимости от своего вида, придает чугуну почти все важнейшие качества и свойства. Другие примеси, главным образом, влияют на общее количество углерода и на взаимоотношение различных его видов. Сами же по себе они сравнительно в меньшей степени влияют на качества чугуна. Химический состав готовой отливки, не требующей каких-либо особых качеств: общее количество углерода (C) от 3 до 3,5%; кремния (Si) от 2 до 2,5%; марганца (Mn) около 1%; фосфора (P) не более 1%; серы (S) не более 0,1%. Усадка чугуна меняется в зависимости от сорта и колеблется от  $\frac{1}{50}$  до  $\frac{1}{135}$ . В среднем она принимается равной 0,01 длины отлитого предмета.

**3. Влияние общего количества углерода.** Чугун, как и все сплавы, не представляющие химического соединения, для своего расплавления должен быть несколько перегрет выше температуры застывания, так как находящиеся в нем в свободном состоянии железо и углерод намного тугоплавче чугуна и для возможности своего расплавления должны еще образовать сплав. Основываясь на этом, мы в дальнейшем будем практически принимать (не совсем теоретически правильно), что температура плавления чугуна выше температуры застывания, подразумевая под первой температурой образования сплава, имеющего такую подвижность частиц, которая позволяет ему течь. С увеличением общего количества углерода:

1) Температура застывания чугуна понижается (до содержания C 4,3%<sup>1)</sup>), при чем каждый процент углерода понижает эту температуру приблизительно на 80°. 2) Возрастает

<sup>1)</sup> С повышением содержания углерода выше 4,3% температура начала застывания снова начинает постепенно возрастать. Так как в литейном деле обыкновенно мы



жидкость чугуна в расплавленном виде. 3) Увеличивается способность к выделению графита при застывании, происходящая от разложения карбида  $\text{Fe}_3\text{C}$  (цементита) на Fe и C. Ясно, что чем больше C, тем больше и карбида, и тем больше из него будет выделяться углерода при застывании, т.-е. будет образовываться больше графита.

#### 4. Влияние графита. От способности чугуна выделять графит:

1) Уменьшается усадка и увеличивается свойство чугуна расширяться в момент застывания, способствующее лучшему заполнению форм. Это обстоятельство зависит от того, что графит и чистое железо (феррит), на которые распадается карбид (цементит), обладающий большим объемом, чем последний, — должны увеличить объем чугуна.

2) Увеличивается жидкотекучесть, происходящая по трем причинам: а) от того, что с увеличением количества графита увеличивается температура плавления (см. § 3) и уменьшается температура застывания (см. § 3), т.-е., когда чугун расплавится, он сразу же получается в перегретом состоянии; б) от уменьшения интервала температур, во время которых одновременно существуют твердый раствор и жидкий сплав, от чего графитистые чугуны уже при самом расплавлении легче перегреваются выше температуры начала застывания, а всякий перегрев делает материал более жидким, и в) графитистые чугуны, как содержащие много углерода, сами по себе в расплавленном состоянии жиже чугунов мало-графитистых.

3) Присутствие графита делает чугун мягким и удобным к обработке резцом, но естественно уменьшает его прочность и способность сопротивляться действию химических реагентов (кислот, щелочей, горячих газов и пр.). Последнее происходит от более легкого проникновения реагентов внутрь чугуна через поры, образуемые в местах спайки кристаллов графита с остальной массой чугуна.

Вышесказанная (2) способность графитистых чугунов перегреваться сильно облегчает работу литейщика, так как дает ему возможность переливать и переносить расплавленный чугун на большие расстояния без боязни его застывания и даже застужения.

Последнее обстоятельство, вместе со способностью к расширению в момент застывания и способностью давать меньшую усадку, и служит причиной, почему для литья предпочитают употреблять серые графитистые чугуны.

Но не следует увлекаться слишком большим количеством графита в литейной шихте, так как, при медленном застывании литья в формах, графит может выделиться в таком количестве, что литье теряет связность частиц и легко растрескивается в порошок при сравнительно слабом усилии.

имеем дело с чугунами, содержащими менее 4,3% C, то для литейных чугунов можно говорить, как общее правило, что с повышением содержания C температура застывания всегда понижается.



**5. Другие виды углерода.** Как известно, кроме графита, углерод (С) в застывшем чугуна находится еще в 4-х видах:

а) Углерод, похожий на графит, но не имеющий кристаллического сложения, называемый углеродом отжига или графитовидным углеродом;

б) углерод, химически связанный с железом в карбид железа (которому приписывается формула  $\text{Fe}_3\text{C}$ ), или углерод карбида;

в) углерод, заключенный в определенном сочетании кристаллов чистого железа (феррита) и карбида (цементита) как 6,4 к 1, или углерод перлита. Это сочетание тверже феррита в 4,3 раза;

г) углерод закала или заключенный в различного рода твердых растворах перлит + цементит, перлит + цементит + феррит, перлит + феррит. Твердость этих растворов бывает в 88 и до 239 раз больше твердости феррита. Последний вид углерода способствует сопротивляемости чугуна действию химических реагентов.

Каждый из указанных видов углерода оказывает свое действие на чугун.

Углерод отжига, так же, как и графит, получается от разложения  $\text{Fe}_3\text{C}$ , но лишь во вполне застывшем сплаве. Он, как мягкое вещество, подобно графиту вкрапленное в массу чугуна, придает чугуну мягкость и способность к обработке. Он, подобно графиту, не растворяется в кислотах, а в отличие от графита легко стораит при накаливании, и в раскаленном виде, при пропускании через него водорода, легко переходит в углеводороды.

Углерод закала или заключенный в чугуна в виде твердого раствора — есть именно тот, который придает твердость стали и белому чугуна. Присутствие углерода закала увеличивает твердость и хрупкость металла и, до некоторого предела в содержании, возвышает абсолютное сопротивление чугуна разрыву и раздроблению.

Углерод карбида. При действии на чугун слабых соляной и серной кислот без доступа воздуха, карбид железа остается в виде серой массы, которая при взбалтывании жидкости имеет серебристый блеск; при кипячении этот осадок разлагается с выделением углеводородов.

Свободный карбид в 272 раза тверже феррита и хрупок. Он отчасти уменьшает твердость и увеличивает вязкость чугуна не непосредственно, а лишь потому, что если бы он не был свободным, то почти ту же твердость получил бы и связанный с ним в твердый раствор перлит, обладающий гораздо меньшей твердостью.

Карбид способствует сопротивляемости чугуна действию химических реагентов.

**6. Условия образования различных видов С и условия перехода одного вида в другой.** Если будем медленно охлаждать расплавленный чугун, в котором весь С находится в связанном состоянии, то в момент за-



стывания выделится графит по реакции  $\text{Fe}_3\text{C} = \text{Fe}_3 + \text{C}$ . При дальнейшем, возможно более медленном охлаждении (несколько десятков часов) застывшего чугуна, при температуре, близкой к  $850^\circ \text{C}$ , из карбида (цементита) по реакции  $\text{Fe}_3\text{C} = \text{Fe}_3 + \text{C}$  выделяется углерод отжига, что происходит приблизительно до температуры  $700^\circ \text{C}$ . При дальнейшем медленном охлаждении в пределах температуры  $708 - 660$  выделяются отдельно перлит, феррит и карбид (цементит).

Если расплавленный чугун быстро охладить, то может оказаться, что перлит, феррит и цементит останутся в твердом растворе друг в друге, т.-е. С закала не успеет перейти ни в какой другой вид С, и мы получим белый чугун закаленный — хрупкий и очень твердый, совсем не поддающийся обработке резцом.

Если затем будем этот закаленный чугун продолжительное время (несколько десятков часов) нагревать до температуры выше  $850^\circ$  и очень медленно охлаждать, то опять будем получать постепенно и последовательно все остальные виды С, кроме графита, при чем чугун, вследствие образования С отжига и уменьшения С закала, может стать столь мягким, что его уже можно будет обрабатывать резцом.

Для получения графита закаленный чугун необходимо расплавить и медленно охладить, хотя при недостаточном количестве общего С и Si может оказаться, что графит и не выделится. Так бывает с настоящим белым чугуном.

Для перевода С, содержащегося в карбиде, в С закала — необходимо нагреть чугун на  $40^\circ$  выше наивысшей температуры разложения твердого раствора, т.-е. до  $748^\circ$ , и затем быстро охладить.

Вообще, если мы не желаем иметь какого-либо из видов С, то нужно только произвести быстрое охлаждение чугуна в пределах температур образования нежелательного вида С и тогда вместо него мы будем иметь в соответствующем твердом растворе С закала.

**7. Влияние кремния (Si) и алюминия (Al).** Кремний, как химический аналог С, реагирует подобно последнему. В данном случае он действует подобно С карбида, становясь на его место и заставляя освободившийся С выделиться из раствора в виде графита<sup>1)</sup> Кремний повышает температуру застывания чугуна, сближая ее с температурой начала плавления.

Сам по себе Si, заменяя собою С карбида, действует на чугун подобно этому С, т.-е. Si сам по себе увеличивает хрупкость, твердость и усадку<sup>2)</sup>

<sup>1)</sup> Но слишком большое количество Si может повести к тому, что весь С будет им замещен и в жидком чугуне уже больше не останется углерода. В таком случае, при застывании, вследствие отсутствия углерода, выделение графита делается невозможным и чугун будет белым-кремнистым. Таким образом Si увеличивает количество графита до тех пор, пока не превзойден некоторый предел в содержании Si.

<sup>2)</sup> В общем от Si усадка в сером чугуне сильно уменьшается, так как значение выделенного графита во много раз сильнее влияния на усадку самого Si.



и уменьшает крепость. Но если принять во внимание влияние Si на выделяемость графита, способствующего лучшему заполнению форм, то окажется, что с другой стороны Si до некоторого предела в содержании улучшает чисто литейные качества чугуна.

Количество Si не должно превышать 3% — предела, за которым получается слишком обильное выделение графита, ухудшающего в таком количестве механические качества чугуна (см. стр. 5).

Вообще увеличение Si уменьшает в чугуне количество растворенного в нем C (Si становится на его место) в то время, когда чугун находится еще в расплавленном состоянии. Вследствие этого, при переходе количества Si за некоторый предел (около 5%), начинает уменьшаться и количество выделяющегося при охлаждении графита и, в конце концов, Si может заменить собою в расплавленном чугуне весь C и последний не сможет выделиться в виде графита при застывании чугуна, как в нем не содержащийся.

В хороших литейных чугунах количество Si колеблется от 1,5% до 3%.

Алюминий (Al) при содержании не свыше 1%, подобно Si, но в гораздо большей степени<sup>1)</sup> производит выделение графита, являясь в то же время примесью безвредной, даже скорее полезной. От Al увеличивается сопротивление излому и ударами и уменьшается усадка, отливка получает равномерную серость как в тонких, так и в толстых частях.

Но содержание Al свыше 1% снова уменьшает количество графита.

**8. Влияние марганца (Mn) и хрома (Cr).** Марганец, в противоположность Si, увеличивает общее количество C и стремится удержать его в растворенном виде, т.-е. отбеливает чугун — уменьшает количество графита.

В литье в пределах от 0,2% до 0,75% он оказывается полезным, если чугун должен обладать достаточной твердостью и, в особенности, если он должен принимать закал.

Примесь Mn в литье больше 1% (вследствие отбеливания) уменьшает крепость чугуна, увеличивает усадку и потому вредна.

В применяемых для расплавления чугуна печах Mn окисляется раньше Si и потому предохраняет Si и C от окисления. В этом отношении он является полезной примесью в пределах от 1% до 1,5%; в особенности в тех литейных чугунах, которым предстоит многократная переплавка.

Mn жадно соединяется с серой (S) в сернистый марганец, нерастворимый в расплавленном чугуне, всплывающий на его поверхность и раство-

<sup>1)</sup> Проф. Арнольд считает, что действие Al в 20 раз сильнее Si. (Engineering, July 1891, стр. 48). По Кнаббе (Библ. Пром. Знан. I. VI, ч. 6, стр. 4) действие Al в 12/3 раза сильнее Si.



ряющийся в шлаке, а потому он весьма полезен, как очищающий чугун от серы.

Mn совершенно не обладает магнитными свойствами и потому присутствие его недопустимо, когда чугун идет на приготовление частей динамо-машин, подлежащих намагничиванию.

Хром (Cr) действует на прочность чугуна и на содержание в нем углерода подобно Mn, но в большой степени.

**9. Влияние фосфора (P).** Фосфор действует сходно с кремнием, способствуя выделению графита.

От фосфора понижается температура плавления, увеличивается жидкоплавкость, отчего получают весьма отчетливые отливки; это обстоятельство делает чугуны, содержащие фосфор, весьма применимыми для художественного литья, от которого не требуется большой прочности.

Фосфор действует весьма вредно на прочность чугуна, особенно на сопротивление ударам и сотрясениям, отчего при обыкновенном литье присутствие его может быть допустимо не свыше  $1\%$ , а для чугунов, подвергаемых большим усилиям, присутствие P должно быть минимальным.

В белых чугунах влияние P особенно вредно, вот почему нежелательно совместное присутствие P и Mn.

**10. Влияние серы (S).** Сера представляет собою в высшей степени вредную примесь: она, с одной стороны, действует как Mn, способствуя образованию углерода закала, а с другой стороны, действует обратно Mn, уменьшая общее количество C, который в присутствии S всплывает на поверхность расплавленного чугуна в виде сажи.

В присутствии S чугун получается тверже, дает большую усадку, густо плавче, плохо заполняет форму и дает внутри отливки пузыри и раковины.

Присутствие Si, как способствующее выделению графита, отчасти парализует действие S.

Литейные чугуны с содержанием  $0,1\%$  S считаются еще приличными.

Количество S может в литье увеличиться от поглощения ее из топлива.

Для очищения чугуна от S Санитер предложил особый состав, который в количестве  $2,5\%$  бросается в ковш перед наполнением его чугуном. Состав состоит из 44-х частей (по весу) известняка, 22-х частей обожженной извести и по 17 частей высушенных хлористого кальция и плавикового шпата. Количество S при этом понижается с  $0,23\%$  до  $0,025\%$ . Влияние Mn на чугуны, содержащие S, — см. параграф 8.



**11. Влияние окислов железа и газов.** Окислы железа, растворяясь в чугунах, придают ему густоплавкость.

Для восстановления железа из окислов лучше всего может служить  $\text{Al}$ .

**Газы.** Расплавленный чугун, подобно другим металлам и сплавам, способен растворять газы. Эта способность увеличивается с повышением температуры и давления. Кроме того, газы могут образоваться внутри чугуна, вследствие сгорания  $\text{C}$  и  $\text{S}$ , за счет кислорода окислов железа. Поэтому, при понижении давления и при охлаждении расплавленного чугуна, газы начинают из него выделяться, и когда чугун настолько загустеет, что выделение газов начинает затрудняться, они, прорываясь сквозь чугун, увлекают его частички, разлетающиеся в виде искр. Искры служат верным признаком, что чугун густ и недостаточно горяч.

Слишком большое количество газов влечет за собою увеличение усадки, вследствие уменьшения объема чугуна.

Они же суть причины образования внутри литья пузырей.

В этом отношении особенно вредна  $\text{S}$ , так как она начинает усиленно гореть как раз в момент застывания чугуна, и образующийся от ее горения сернистый ангидрид, не будучи в состоянии пробиться через густой чугун, образует пузыри внутри отливки.

**12. Состав литья для различных целей.** Зная зависимость чугуна от химического состава, мы можем вывести заключение о составе литья для различных целей.

Мы указали уже в парагр. 1, каким условиям должен удовлетворять чугун в обыкновенном литье, и в парагр. 2 — каков должен быть состав, при котором чугун удовлетворяет указанным условиям.

В крупных машинных частях, требующих большой прочности и подвергаемых дальнейшей отделке (паровые и воздухоудные цилиндры, насосы и т. п.), в которых отливка весьма медленно застывает по случаю большой массы чугуна и применения сухих форм, нет надобности в большом количестве  $\text{Si}$ , — чугун и без того будет достаточно серым (медленное охлаждение). А так как  $\text{Si}$  уменьшает способность сопротивляться разрыву и удорожает чугун, то количество  $\text{Si}$  уменьшают от 1 до 1,5%. Мп уменьшают до 0,75%, чтобы чугун сделать достаточно серым, не вводя излишнего количества  $\text{Si}$ , и чтобы уменьшить усадку. Р не должно быть более 0,5% (лучше 0,35%). Очень хорошо главную массу шихты делать из древесноугольного чугуна.

В предметах, подверженных напору газов и жидкостей (трубы для газа, водопровода, гидравлические цилиндры и т. п.) чугун должен часто выдерживать большие напоры и иметь плотную массу, непроницающую через поры жидкостей. Для этой цели в нем должно быть возможно меньше графита, делающего массу рыхлой и пористой; отсюда — количество  $\text{Si}$  должно быть не более 2% и не более 1% Мп



(для большей прочности и меньшей усадки). Количество Р должно быть для предметов, требующих большой прочности, не более 0,4%, а для других назначений — не более 1%.

Для предметов, имеющих употребление в строительном искусстве и требующих прочности (колонны, балки, кронштейны и т. п.), чугун не должен содержать много серы (более 0,09%) и других вредных примесей: мышьяку (As), сурьмы (Sb), количество Р не должно быть более 0,5%, количество С и Si тоже полезно несколько уменьшить.

Для этой цели очень хорошо употреблять в литье чистый древесно-угольный чугун, бедный Si, и прибавлять к нему богатого кремнием серого чугуна или ферро-силициума. Иногда для отливки составляют смесь с прибавкой стального лома.

В предметах, подверженных действию окислительных газов при высокой температуре (котлы, чаны, калильные горшки, реторты), чугун должен быть светлосерый, мелко-зернистый, с большим содержанием 3—3,5% С и возможно меньшим содержанием 1,6—2% Si и других примесей — особенно S (0,05%) и Р (менее 0,2%).

Для огнеупорных отливок (части топок, печные плиты): Si (1—1,5); С (3—3,5);  $P < 0,3$ ;  $S < 0,075$ ; вязкий чугун для кокилей и частей двигателей внутреннего сгорания: количество Р должно быть не более 0,3% и S не более 0,08%; Si (1,6—2,5);  $C > 3,3$ , но не больше 4.

В закаленных отливках (вальцы, вагонные колеса и пр.) количество Si должно быть возможно меньше, чтобы задержать выделение графита на отбеленной поверхности и для уменьшения хрупкости; при этом, чем больше С, тем меньше должно быть Si. Количество Mn должно быть не более 1,2%, чтобы не увеличивать слишком усадки и во избежание слишком большой хрупкости в закаленной поверхности, получающей весьма большие напряжения. Очень хорош древесноугольный чугун.

В предметах, подверженных действию химических реагентов, увеличивают количество связанного углерода, количество Si должно быть уменьшено и не более 2%, чтобы не слишком вредить образованию С закала, количество Mn — не более 1,5%, чтобы не перейти предела, дающего возможность получить хорошую отливку.

Количество Р должно быть во всяком случае меньше 0,4% и количество S — менее 0,05%. Чугун должен быть по возможности белее (например, светлосерый) и строение его возможно мелко-зернистее.

В последнее время для этой цели стали употреблять кремнистые чугуны, содержащие такое количество Si, при котором в чугуне почти не остается углерода, могущего выделиться в виде графита (например, 14% Si). Такие чугуны очень трудно дают хорошую отливку, но зато очень хорошо сопротивляются реагентам.



Для художественных отливок, как требующих чистоту отливки и не требующих особой прочности, желательно иметь чугуны с некоторым содержанием Р (иногда 2,3 и даже 6%).

Ковкий чугун представляет литье, предназначенное для дальнейшей переработки, сопровождающейся переводом возможно большей части С в углерод отжига и обезуглероживанием с целью получения из него ковкого изделия. Переработка производится помощью продолжительного накаливания литья, пересыпанного окисляющими порошками, в ящиках, в особых печах.

Этот способ обработки применяется, главным образом, для мелких изделий, так как обезуглероживание происходит лишь с поверхности на некоторую глубину. Глубже 50 мм обезуглероживание идет плохо. Так как процесс обезуглероживания состоит в выжигании содержащихся в чугуне составных частей, отличающих чугун от стали (С) и препятствующих проявлению ковкости, и в разложении карбида на железо (феррит) и углерод отжига, то для литья нужно брать чугун белый, возможно чистый (лучше выплавленный на древесном угле). Непригодны серые чугуны, содержащие графит (он не горит и, оставаясь в чугуне, является посторонним телом, мешающим ковкости) и Si (препятствует ковкости, препятствует горению С, остается внутри в виде шлака, способствует образованию графита), а также чугуны, содержащие Mn (препятствуют обезуглероживанию, увеличивают усадочную раковину и, сгорая раньше С, остается внутри в виде шлака, препятствующего ковкости), S и P (вредные для ковкости примеси). Состав литья: Si от 0,6 до 0,8; общее содержание С не более 3; Mn не более 0,35, S не более 0,02 и P не более 0,1.

Форкинъоп (Горн. Ж. 1881 г. I. IV) на основании своих опытов прокаливания чугуна, окруженного различными веществами (железные опилки, древесный уголь, песок, известь, костяная зола, водород и азот), из которых некоторые (например, древесный уголь) вместо обезуглероживания должны были еще больше обуглеродить чугун, пришел к заключению, что ковкость металла достигается исключительно от перехода других видов углерода в углерод отжига. Во всяком случае окислительный процесс, уменьшая общее содержание С, безусловно способствует повышению ковкости.

Ниже приводимая таблица дает составы изделий, рекомендованные Комитетом американских литейщиков. (Смотри таблицу на стран. 13.)

**13. Явления, происходящие с чугуном при отливке.** При расплавлении чугуна, в зависимости от условий, меняется химический состав чугуна, о чем будет подробно сказано при рассмотрении условий работы устройств, служащих для расплавления чугуна.

Но некоторые физические явления, происходящие с чугуном при отливке, являются общими, какими бы мы устройствами ни пользовались.

**Внутреннее натяжение.** Представим себе форму, имеющую вид шара, наполненную расплавленным чугуном. При охлаждении прежде всего затвердевает внешняя поверхность, чугун же внутри расширяется от выде-







нет. Например, при отливке колеса, где обод, спицы и втулка имеют различные массы, остывающие с различной скоростью, при неправильном соотношении размеров, может случиться, что при остывании самая слабая из этих частей лопнет. От тех же внутренних натяжений зависят и искривления, происходящие при отливках.

В виду вышензложенного при проектировании нужно избегать резких переходов от тонких частей к толстым, а также резко очерченных угловатых форм, а при отливке следует заботиться о равномерном охлаждении всех частей отливочной вещи. Это достигается искусственным охлаждением массивных частей, но чаще всего — замедлением охлаждения тонких частей, направляя, при заливке, чугун в толстые части протеканием через тонкие.

В готовой отливке внутренние напряжения уничтожаются отжигом, т.-е. продолжительным накаливанием и затем медленным охлаждением.

Пустоты или отдулины внутри отливки происходят по двум причинам: а) от усадки чугуна: при остывании отливки объем наружной застывшей корки почти не меняется, а внутри происходит уменьшение объема, в результате чего получаются пустоты, при чем, если отдулина образуется у верхней поверхности, откуда чугун пополняет образующуюся пустоту, то на поверхности образуется впадина или утяжка; во избежание этого, в таких местах, в форме оставляют место для образования массивного нароста или прибыли, из которой чугун и пополняет пустоту; б) вследствие способности расплавленного чугуна растворять в себе газы, выделяющиеся при охлаждении (см. § 11).

Присутствие в чугуне Si и Al способствует получению отливок без отдулин [см. § 4 (1), (2) и § 7].



## ГЛАВА II

**Плавка.** В расплавленном виде чугун и железо получают впервые при их производстве в доменных печах, в конверторах и т. п. Подробное описание этих процессов составляет предмет металлургии и потому здесь мы его касаться не будем. Здесь будет указано только в общих чертах на такие устройства, как печи Мартена и конверторы для малого бессемерования, так как эти способы плавки стали применяются в настоящее время не только на металлургических, но и на чисто сталелитейных заводах.

Отливка чугунных изделий прямо из доменных печей производится очень редко <sup>1)</sup>.

Объясняется это тем, что чугун, выпускаемый из доменной печи, не может быть получен вполне однородным и, следовательно, из него затруднительно получение однородных отливок. Кроме того, чугун в доменной печи сильно насыщается газами и при отливке, выделяя их, дает в большинстве неплотное литье. Кроме того, доменная печь работает всегда на какой-либо определенный сорт чугуна, и получать по желанию различные чугуны, пригодные для различных целей, из нее нельзя. Поэтому из доменных печей чугун обыкновенно выпускается в виде штыка, который затем сортируется и, для получения чугунных отливок, вторично переплавляется. При этом, смешивая различные сорта штыкового чугуна, можно при переплавке получить чугун наиболее подходящего качества для данной цели. К такой вторичной переплавке штыкового чугуна приходится прибегать еще и потому, что доменную печь можно устроить не везде, за недостатком топлива и руды.

Выплавленный в домнах чугун перерабатывается или переделывается затем в сталь в тиглях—в пламенных печах, в конверторах и в электрических печах.

Готовая сталь может быть переплавлена для отливки в тиглях—в пламенных и электрических печах.

Чугун, полученный из домны, переплавляется в литейных иногда в тиглях в так называемых горнах, иногда в пламенных печах, очень редко в электрических печах (в Швеции), но главным образом чугун переплавляется в вагранках.

<sup>1)</sup> Завод, построенный в 1852 г. Thomas'ом Butlin'ом в Northamptonshir (Англии) для отливки прямо из домны, описан в Iron Age 1—12—1—05. Такие отливки также производятся для себя на многих заводах, выплавляющих чугун из руд.



**14. Плавка в тиглях.** Тиглем называется закрытый сосуд, который наполняется чугуном и подвергается действию жара. При плавке в тигле чугун не соприкасается непосредственно с топливом или продуктами горения и потому почти совершенно не изменяет своих качеств. Но зато передача теплоты через стенки тигля происходит несовершенно и для плавки тратится слишком много топлива, следовательно, стоимость плавки выходит высокой; она еще более повышается излишними расходами на тигель, который постепенно приходит в негодность. Поэтому чугун в тиглях плавят только в том случае, когда его требуется небольшое количество, следовательно, когда не стоит задувать большую вагранку, или когда чугун при переплавке не должен изменять своего состава; в этом встречается необходимость, например, при изготовлении из чугуна ковких изделий, хотя последние часто отливаются и из маленьких пламенных печей и маленьких вагранок.

Главным образом плавка в тиглях применяется для медных сплавов и для стали при отливке мелких стальных предметов, так как в данном случае особенно важно, чтоб металл не изменял своего состава, также при изготовлении инструментальной стали<sup>1)</sup>.

Тигли готовятся чаще небольшой величины, вмещающие в себе не более 50 кг металла, но иногда бывают и в 4 раза большего размера. Они делаются с круглым поперечным сечением, при чем их диаметр постепенно уменьшается книзу. Высота тигля 2—3 диаметра. Материалом для тиглей служат огнеупорная глина, графит и мелко истолченные тигли, бывшие уже в употреблении. В состав входит от 30 до 70% глины и соответственно от 70 до 30% графита. Часть графита прибавляется в чистом виде, часть же попадает из старых тиглей. Графит примешивается потому, что он сам по себе очень огнеупорен, а кроме того, примешанный к глине, он уменьшает способность последней трескаться под действием сильного жара. Наконец, примесь графита не позволяет газам, например кислороду и углекислоте, просачиваться сквозь стенки тигля, так как сам графит, соединяясь с кислородом в окись углерода, образует газ, противодействующий входу газов извне. Вследствие этого чем более сильному жару будет подвергаться тигель, тем больше должно быть содержание графита в тигле. Графит очень дорог и составляет главную стоимость тигля. Старые, мелко истолченные тигли выгодно примешивать как вследствие экономических соображений, так и потому, что приготовленные из такой смеси тигли не столь легко трескаются.

Для приготовления тиглей мелко истолченный материал смачивается водой до густоты теста, и из него тигель вылепливается таким же способом, как готовятся горшки — на вращающемся столе, после чего тигель по-

<sup>1)</sup> Описание устройства для плавки инструментальной стали см. Machin. 191 — 11 — 09.



степенно и очень медленно просушивают и хорошо обжигают, очень медленно повышая температуру.

При обращении с тиглями должны приниматься следующие предосторожности:

Новый тигель должен в течение нескольких дней подвергаться отжигу при невысокой температуре (около  $120^{\circ}$  Ц), что может быть сделано в сушилке. Тигли отжигаются еще при их производстве, но затем при пересылке с завода они могут отсыреть, и если эту сырость не удалить медленным отжиганием, то тигель может лопнуть при первой же плавке.

Большие тигли полезно, после того как они отождены, продержать отверстием вниз над слабым огнем в течение 6—8 часов.

При нагрузке тигля не следует слишком туго набивать металл, иначе легко вызвать в тигле трещины. Щипцы должны плотно обхватывать тигель, иначе опять тигель легко может треснуть.

После отливки нужно следить за тем, чтобы на дне тигля не оставалось металла, так как этот остаток, после того как он затвердеет и будет выламываться из тигля перед следующей плавкой, обыкновенно отламывает вместе с собой и часть материала тигля.

После отливки тигли должны быть сложены в каком-нибудь теплом и сухом месте до следующей плавки. Если промежуток между плавками длится в течение нескольких дней, то перед плавкой тигли должны быть поставлены в сушилку, чтобы устранить могущую проявиться в них сырость.

При заказе тиглей всегда следует указывать заводу, для плавки какого металла предназначается тигель, чтобы, сообразуясь с этим, завод мог выбрать соответствующий материал для тигля.

На долговечность тигля большое влияние оказывает быстрота плавки. Чем быстрее плавка, тем быстрее разрушается тигель. Топливо остается тоже не без влияния на службу тигля. Если сжигание ведется так, что пламя является окислительным, то тигель разрушается быстрее, чем при восстановительном пламени.

Наконец, долговечность тигля зависит также и от того, какой металл в нем плавится. Одного и того же качества тигель выдержит: при плавке никкеля — около 3-х нагревов, при плавке стали — около 6-ти нагревов, при плавке меди — около 25 нагревов, при плавке других более легкоплавких сплавов — около 40 нагревов.

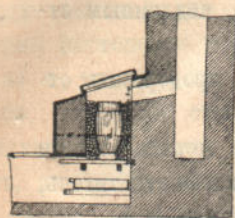
Точно так же, если с тиглем обращаются правильно, то он может выдерживать около 30 нагревов; в то же время, если с тем же тиглем обращаться не надлежащим образом, он может быть испорчен в один или два нагрева.

15. Печи для нагревания тиглей <sup>1)</sup>. Наиболее простая конструкция есть горн, представленный на фиг. 1. Печь состоит из выложенной из огне-

<sup>1)</sup> См. Engineering 305 — 9 — 05. Тиг. печь для плавки бронзы. Также, Iron Age 736 — 21 — 9 — 05.



упорного кирпича небольшой шахты, квадратного, круглого или 8-гранного сечения, внутри которой находится колосниковая решетка. Размеры и форма шахты зависят от числа тиглей, которые предполагают нагревать одновременно. Так как большое число тиглей равномерно нагревать довольно трудно, то печи, вмещающие больше трех тиглей, встречаются редко. Расстояние между стенкой и тиглем, а также и между тиглями, должно быть около 60 мм. При большем расстоянии будет тратиться излишнее топливо, при меньшем — не



Фиг. 1.



Фиг. 2.



Фиг. 3.

будет происходить равномерного горения. Верхняя часть шахты, куда вставляется тигель, закрывается крышкой, приготовленной из листового железа, обложенного огнеупорным кирпичом. Расстояние от тигля до крышки должно быть около 600 мм. Для отвода продуктов горения устраивается труба; сечение ее должно быть около  $\frac{1}{4}$  сечения всей шахты. Расстояние от верха тигля до выводного отверстия — 150 мм. Если в шахте находится несколько тиглей,

то против каждого из них должен быть канал, соединяющий шахту с трубой; благодаря такому каналу при горении жар концентрируется около тигля. Площадь сечения этих каналов может быть от  $\frac{1}{6}$  до  $\frac{1}{4}$  сечения всей шахты. Для удобства вынимания тигля вся печь опущена вниз, так чтоб верхнее отверстие шахты было на уровне пола. Для притока воздуха перед шахтой делается камера, покрытая решеткой. Самая шахта выкладывается огнеупорным кирпичом. Так как наибольший жар получается на некотором расстоянии над решеткой, то для более энергичной плавки тигель ставится на подставке, высотой 60—100 мм. Шахта скрепляется железными связями.

Для вынимания тиглей из печи служат щипцы, изображенные на фиг. 2; *р* — уширение для захвата тигля; *ш* — запасное отверстие шарнира для более крупных тиглей; *и* — зажимное кольцо; *у* — ушки, за которые прикрепляется подъемная цепь. Как щипцы обхватывают тигель — показано на фиг. 3.

В печах указанного типа тигель с расплавляемым материалом нагревается теплотой от соприкасающегося с ним горящего твердого топлива. Отсюда понятно, что для такого рода печей следует употреблять лишь топливо, дающее низвысшую температуру как раз в месте своего горения. Такое топливо не должно выделять горючих газов, дающих длинное пламя, выносящее высокую температуру за пределы места горения самого твердого топлива.

К таким видам топлива относятся обугленные сорта, не выделяющие при прокаливании газов, а именно: антрацит, кокс, древесный уголь.



Древесный уголь, как вещество мало плотное, имеющее очень малую массу при том же объеме (в 4 раза меньше кокса), быстро прогорает и требует частого открывания крышки для добавления свежего холодного топлива, вследствие чего тигель охлаждается. Как очень пористое вещество, древесный уголь имеет большее стремление к горению в окись углерода <sup>1)</sup>.

Из сказанного понятно, что древесный уголь является наименее удобным и экономичным топливом для горнов.

Кокс дает достаточно высокую, равномерно распределенную температуру, отчего на этом топливе удобнее всего работать. Чем кокс плотнее, тем он лучше.

Антрацит, как наиболее обугленный и наиболее плотный материал, дает наиболее полное горение, но вследствие очень большой плотности и отсюда малой пористости, т.-е. малой поверхности, обнажаемой для горения, развитие горения и выделение тепла идет слишком медленно, вследствие чего не может создаться напор, необходимый для протягивания воздуха в количестве, достаточном для требуемого развития тепла. Поэтому, если воздух входит самотягой, то на антраците трудно получить температуру, необходимую для плавки чугуна и его перегрева. Необходимо сильно повысить тягу трубы, увеличив ее размеры. Если же воздух вдувать вентилятором, то антрацит способен развить наивысшую и наиболее сосредоточенную температуру, но зато высокая температура получается слишком сосредоточенной, т.-е. не столь равномерно распределяется по всей высоте шахты, отчего тигли в нижней своей части скорее разъедаются. Но и это затруднение можно легко обойти, если ввести добавочный воздух на некоторой высоте от главного, с таким расчетом, чтобы получить как раз требуемое увеличение размера пояса наивысшей температуры. Подобная печь изображена на фиг. 4 и будет описана несколько ниже.

Для энергичного горения указанных топлив, через их толщу необходимо проводить воздух с известной скоростью. Этого можно достичь или при помощи тяги дымовой трубы, или вдувая воздух. В первом случае необходимо, чтобы дымовая труба была достаточно высока, не менее 10 метров, а при плавке стали не менее 15 метров. Кроме того, при входе воздуха под колосники он не должен испытывать большого сопротивления, поэтому камера перед шахтой (поддувало) должна быть просторна и покрыта широкой решеткой.

На фиг. 1 изображена печь, работающая помощью тяги трубы. Здесь скорость горения, зависящая от тяги трубы, может изменяться лишь в весьма небольших пределах; а от скорости горения зависят и высота температуры и скорость расплавления.

Вдувая воздух, мы имеем возможность значительно увеличить количество вводимого воздуха и тем повысить интенсивность горения и скорость плавки, а также повысить и температуру (температура около тиглей под конец плавки —

<sup>1)</sup> Горение происходит с поверхности; чем больше пористость, тем больше поверхность горящего угля, тем больше приходится частиц горящего угля на то же количество кислорода, и потому у древесного угля легче, чем у кокса, идет реакция по уравнению  $2\text{C} + \text{O}_2 = 2\text{CO}$  вместо  $\text{C} + \text{O}_2 = \text{CO}_2$ .

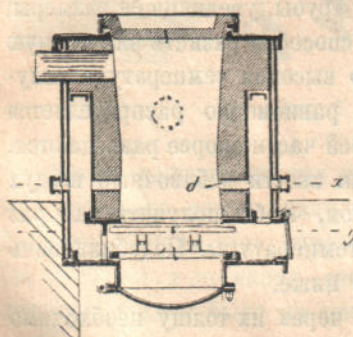


1600° Ц.), так как при почти том же лучеиспускании количество выделяющейся в единицу времени теплоты больше. Этим отчасти уменьшается и потеря от теплопроводности стен.

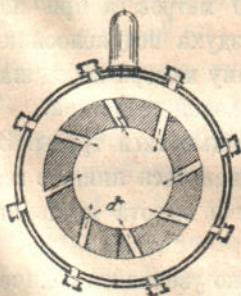
Из рассмотрения печи (фиг. 1) мы видим: а) что теплота передается расплавленному металлу через стенки тигля; б) что температура уходящих газов должна быть выше температуры стенок верхней части тигля, а температура стенок верхней части тигля должна быть выше температуры плавления материала (иначе в верхней части тигля плавка будет невозможной), таким образом температура уходящих газов должна быть много больше температуры плавления материала (для чугуна в конце плавки газы имеют около 1600° Ц) и газы уносят с собою бесполезно огромное количество тепла; в) вследствие передачи теплоты через стенки тигля, теплота передается металлу весьма медленно и количество расплавленного в единицу времени металла очень невелико; а так как потеря теплоты через проводимость стен пропорциональна времени, то она очень велика на единицу веса расплавленного металла; г) вследствие необходимости, для выливания металла, вынимать тигель из печи происходит новая потеря тепла, состоящая в бесполезном охлаждении тигля и печи.

В результате всех этих причин, в такой печи лишь 5% тепла утилизируется с пользой, т. е. коэффициент полезного действия печи = 5%.

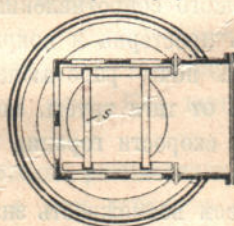
На фиг. 4—6 представлена конструкция тигельной печи для работы с вдуванием воздуха и с утилизацией тепла, теряющегося от теплопроводности. Обыкновенно в таких случаях шахте придают круглое сечение; *s* обозначает колосниковую решетку, которую можно выдвигать для чистки; *d* — боковые фурмы, через которые вводится добавочное количество воздуха.



Фиг. 4.

Разрез по *x', x*.

Фиг. 5.

Разрез по *y, y*.

Фиг. 6.

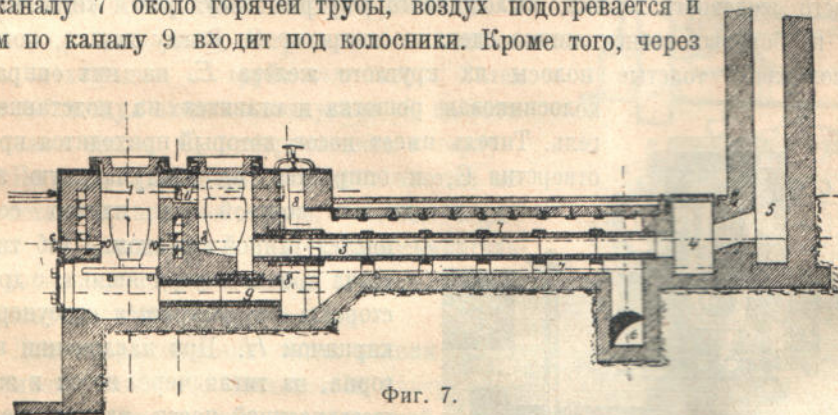
Помощью такого устройства высокая температура более равномерно распределяется по высоте шахты. Против каждой фурмы имеется смотровое отверстие, закрытое стеклом. Если фурма зашлакуются, то, снявши колпачок, ее можно прочистить. Откры-

тая нижнюю крышку, легко опорожнить золу и остатки топлива после конца плавки. Размеры этой печи можно брать, руководствуясь теми же указаниями, которые были приведены для тигельных печей с трубой. Дутье должно иметь давление 15—20 см водяного столба.



Недостатки всех описанных печей в том, что продукты горения отводятся при очень высокой температуре (выше температуры плавления металла), вследствие этого утилизация теплоты очень несовершенная, чем обуславливается большой расход топлива. Чтобы несколько уменьшить этот недостаток, тигельные печи делаются двойные и с рекуператорами.

Двойная печь состоит из двух, почти совершенно одинаковых, тигельных печей, поставленных одна за другой так, что продукты горения, выйдя из одной печи, поступают в другую. В первой происходит плавка, а во второй металл подогревается. При этом теплота утилизируется более совершенно. Кроме того, газы из последней печи не выпускаются прямо в трубу, а проходят через рекуператор, т. е. каналы, которые с другой стороны омываются воздухом, вдуваемым навстречу газам и поступающим в топку. При таком встречном токе газы отдают свою теплоту воздуху, вследствие чего утилизация теплоты происходит еще более полная и, кроме того, является возможность получить в топке более высокую температуру. На фиг. 7 представлен тип подобной печи. В шахте 1 происходит плавка, в шахте 2 металл подогревается, по каналу 3 газы выходят в трубу 5. Воздух приводится по каналу 6. Проходя по каналу 7 около горячей трубы, воздух подогревается и затем по каналу 9 входит под колосники. Кроме того, через



Фиг. 7.

отверстия 10 и 11, которые соединяются с пространством 8, в шахту вводится добавочный воздух, служащий для сжигания имеющейся в продуктах горения окиси углерода. Шахта 4 служит для прочистки золы и сажи.

При постройке таких печей все проходы для газов и воздуха должны быть правильно расположены и рассчитаны согласно законов, о которых будет сказано при расчете пламенных печей. Нельзя заставить газы течь в том направлении и количестве, в котором законы истечения этого не допускают. Дутье должно быть не менее 20 см водяного столба. Трубы рекуператора могут готовиться из глины, чугуна и железа.

Для нагрева тиглей часто применяют газовые печи, в которых горит светильный или водяной газ. В шахте вокруг тигля проведены газовые рожки, которые располагаются так, чтобы пламя омывало тигель по винтовой линии. Этот способ нагрева очень удобен, так как печь можно быстро пустить в ход и остановить.



Такие печи первый пустил в ход и достиг в выработке их конструкций высокой степени совершенства американский завод American Gas Furnace Co., New-York <sup>1)</sup>.

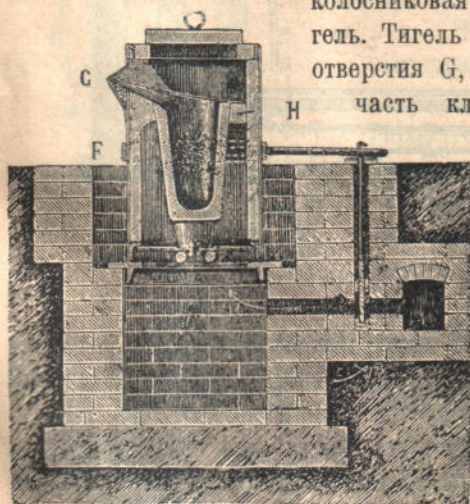
Наконец, нагревание может производиться нефтяными остатками или сырой нефтью, сжигая нефть в особых горелках.

Неудобство всех горнов описанной конструкции состоит в том, что работать очень трудно ставить и вынимать тигли, наполненные металлом, а также трудно следить за правильностью горения кокса. Кроме того, пока тигель вынимается, он может значительно охладиться, а после отливки тигель охлажден уже очень заметно, поэтому для новой плавки он должен быть вновь разогрет, на что тратится лишняя теплота. Наконец, попеременное нагревание и остывание тигля вредно отзывается на его прочности.

С целью устранить эти недостатки парижским фабрикантом Пиа (A. Piat) был выработан особенный тип тигельной печи, тоже работающей с дутьем. Эта печь послужила прототипом для многих подобных печей различных конструкторов. На фиг. 8 изображена подобная печь. В полу делается шахта А, с чугунной рамой С; на эту раму ставится печь D, состоящая из прямоугольного железного ящика, выложенного внутри огнеупорным кирпичом. В одной из боковых стенок ящика сделано отверстие G. Внизу ящика, поперек его, положены толстые полосы из круглого железа E, на них опирается

колосниковая решетка и ставится на подставке тигель. Тигель имеет носок, который приходится против отверстия G, и опирается на выступающую здесь

часть кладки, с которой он плотно соединяется глиной и песком. Чтоб тигель стоял прочно внутри ящика, с другой стороны он упирается огнеупорным кирпичом H. При наклонении всего горна, из тигля через носок и жолоб выступающей части кладки металл выливается в подставленный ковш или прямо в форму. Таким образом при отливке тигель не вынимается из горна, чем избегаются недостатки вышеописанных устройств. В этом, собственно, и заключается особенность горнов типа Piat. Пространство между тиглем и стенками



Фиг. 8.

ящика заполняется коксом; для этого на тигель надевается конус, вершиной вверх, чтоб кокс не попал в тигель, и затем высыпается корзина топлива. Необходимый для горения воздух приводится по трубке B <sup>2)</sup> в герметически

<sup>1)</sup> Описание их см. Техн. Металл., часть III.

<sup>2)</sup> Железной, вделанной в кладку.



закрытый зольник  $A$  и регулируется задвижкой. Снаружи к ящику приклепано кольцо  $F$ , с имеющимися на нем двумя шипами. На эти шипы надеваются носилки, или шипы могут быть подхвачены цепью крана. Когда чугун расплавлен, весь ящик поднимают и несут к месту отливки. Отливка, как сказано выше, производится не вынимая тигля из печи; при этом, конечно, не охлаждается ни печь ни тигель, и они еще совершенно горячими могут быть снова употреблены в дело.

Вентилятор должен давать воздух с давлением 15—20 см водяного столба.

В конструкции The Morgaur Crucible Co (фиг. 9) горн Piat, имеющий 8-гранную форму, прикрывается колпаком  $l$  с крышечкой  $l^2$ ; колпак соединен с трубою  $mm^1$ , через которую продукты горения удаляются в боров и дымовую трубу.

Труба  $mm^1$  вставлена концентрически в трубу  $OO$ , имеющую спиральную перегородку  $O^1$ .

Воздух для горения входит через  $O^3$  в концентрическое пространство между трубами  $mm^1$  и  $OO$  и, спускаясь вниз, нагревается за счет теплоты отходящих по трубе  $mm$  газов. Затем через  $O^2$  воздух входит в поддувало  $d$ , на котором лежит кольцо  $C$ , прикрепленное к горну.

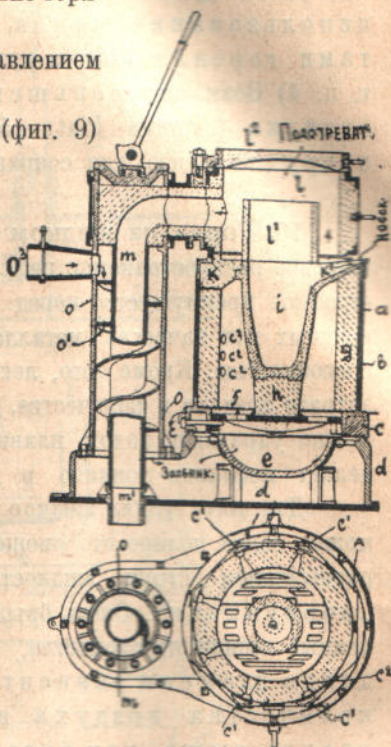
Из поддувала воздух вступает частью непосредственно под колосники, частью поднимается по каналчикам  $C^1$  в углах восьмиугольного горна (см. горизонтальное сечение) и через отверстия  $C^2$  тоже входит в печь.

Для опоражнивания тигля колпак  $l$  поднимается помощью имеющегося наверху рычага и поворотом на оси, совпадающей с осью трубы  $mm$ , отводится в сторону. Затем горн наклоняется вращением маховичка, соединенного с конической и червячной передачей, и опоражнивается в подставленный ковш.

Другие конструкции отличаются теми или другими приспособлениями для опоражнивания, например горн устраивают переносным, а не опрокидываемым на месте установки.

В других случаях горн ставится на тележку и, когда металл поспеет, отвозится к месту отливки.

Комбинируя наиболее пригодные для данного случая особенности описанных конструкций, нетрудно сконструировать горн с наивыгоднейшим коэффициентом полезного действия и наиболее приспособленным для данной литейной, при данных обстоятельствах и в зависимости от имеющихся приспособлений.



Фиг. 9.



При этом следует стремиться к: 1) возможно быстрой плавке, уменьшающей потерю на теплопроводность стен и сокращающей расход на рабочие руки (достигается достаточной упругостью и количеством вдуваемого воздуха и его нагревом). 2) Возможно лучшему использованию тепла, теряющегося от теплопроводности стен (достигается подогревом дутья за счет этой теплоты). 3) Возможно лучшему использованию тепла, теряющегося с нагретыми продуктами горения (нагрев дутья, подогрев металла или его расплавление и т. п.) 4) Возможно меньшему охлаждению горна и тигля при отливке (система Piat). 5) Возможно лучшему механическому оборудованию для сокращения расходов на рабочие руки.

**16. Горна на жидком топливе.** В последнее двадцатилетие получили широкое распространение нефтяные горна. Нефть и нефтяные остатки имеют огромное преимущество перед всеми другими видами топлива, не заключая вредных для качества металлов примесей и обладая наивысшей теплотворной способностью. Кроме того, легкость полного сжигания жидкого топлива при затрате воздуха в количестве, близком к теоретическому, легкость, с которой можно управлять ходом плавки—повышать и понижать температуру печи,—делает нефтяное топливо в высшей степени удобным в употреблении.

Для того, чтобы жидкое топливо могло хорошо гореть, необходимо возможно более полное его смешение с воздухом, что лучше всего достигается распылением струи жидкости особыми разбрызгивателями или „форсунками“. Смесь брызг жидкого топлива с воздухом, встречая раскаленные стенки пространства, где происходит горение, загорается, при чем длина пламени зависит от температуры стенок камеры, от количества воздуха и от степени смешения (чем температура выше, чем больше воздуха и лучше смешение, тем пламя короче). Отсюда понятно, что в начале, когда стенки печи еще недостаточно прогреты, мы, при том же количестве воздуха и той же степени смешения, имеем гораздо более длинное пламя, чем когда горение установится, т. е. когда печь прогреется.

Распыление жидкого топлива производится: сжатым воздухом, паром или одним давлением.

Для действия горнов чаще всего применяется распыление сжатым воздухом, для чего требуются очень простые устройства <sup>1)</sup>.

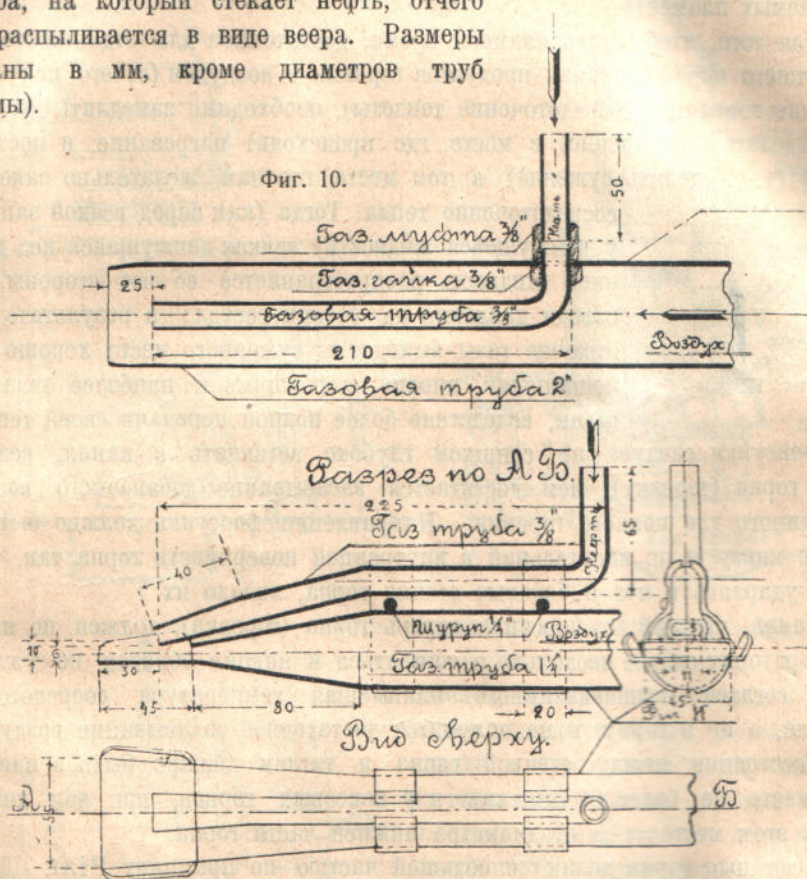
На фиг. 10 и 11 представлены очень простого устройства форсунки для воздуха из газовых труб, предложенные Волжским Районным Уполномоченным

<sup>1)</sup> При первых применениях нефти употреблялись, в качестве смесителей, „колосники Нобеля“, представляющие собою расположенные один под другим жолоба, по которым нефть растекалась тонким слоем. Пары нефти увлекались током воздуха, проходящего между колосниками, и загорались. Таким образом горение происходило с поверхности разлитой нефти.



по топливу в брошюре его технического отдела (табл. № 5). Чертежи понятны без особых пояснений.

На фиг. 11 концы трубок как для нефти, так и для воздуха сплюснуты, при чем трубка для воздуха в конце развернута в виде расширяющегося жолоба, на который стекает нефть, отчего она распыливается в виде веера. Размеры указаны в мм, кроме диаметров труб (дюймы).



Фиг. 11.

На фиг. 12 представлен механический разбрызгиватель Кертинга. В закрытый бак для нефти, снабженный манометром и предохранительным клапаном, сверху нагнетается воздух под давлением 3 — 6 атмосфер. Этот воздух вытесняет нефтяные остатки из бака в распылитель, где нефть приобретает сильное вращательное движение и выходит из аппарата в распыленном виде. При нефтяном отоплении мазут полезно предварительно профильтровать через металлические сетки во избежание засорения отверстий. Кроме того, нефть в баке подогревается градусов до 80.

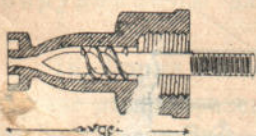
Устройство горнов на жидком топливе мало отличается от коксовых, и все сказанное о коксовых горнах относится и к неф-



тяным. Разница в том, что горна на жидком топливе не имеют колосниковой решетки, на месте которой устраивается сплошной под, при чем подставка для тигля ставится прямо на под.

Горн книзу расширяется, как это делается для всех устройств, нагреваемых пламенем.

Для того, чтобы дать пламени время, достаточное для отдания тепла и для лучшего перемешивания продуктов горения с воздухом (отчего получается ускорение горения и сосредоточение теплоты), необходимо замедлить движение газов (сделать расширение) в месте, где происходит нагревание, и поставить запруду (т.-е. сделать сужение) в том месте, где нам желательно закончить сосредоточение тепла. Тогда (как перед всякой запрудой у движущейся жидкости) всякая движущаяся под давлением жидкость распространяется во все стороны, производя давление на стенки сосуда; в результате этого горючие газы выходят из суженного места хорошо перемешанными, вполне сгоревшими и наиболее охлажденными, вследствие более полной передачи своей теплоты.



Фиг. 12.

Форсунки следует не слишком глубоко вставлять в канал, ведущий внутрь горна (горелку), чем достигается засасывание добавочного воздуха, необходимого для полного горения. Направление форсунки должно быть наклонное книзу и по касательной к внутренней поверхности горна так, чтобы пламя, ударяясь в под и боковые стенки горна, лизало их.

Канал, идущий от форсунки внутрь горна (горелка), должен по направлению к горну скорее несколько расширяться и никоим образом не сужаться, иначе, согласно вышесказанного, наивысшая температура сосредоточится в канале, а не в горну, и не получится достаточное засасывание воздуха.

Расстояние между стенкой горна и тиглем должно быть в наиболее узком месте не более 60 мм, как и у коксовых горнов, при чем диаметр горна в этом месте =  $\frac{2}{3}$  от диаметра нижней части горна.

Нефтяные горна делаются большей частью по принципу Piat. Давление распыливающего воздуха делается около 40 см водяного столба и часто доходит до 50 см.

На фиг. 13, 14, 15 и 16 <sup>1)</sup> представлен горн на жидком топливе „Buess“ Vereinigte Schmirgel- und Maschinen-Fabriken, Hannover, имеющий некоторые особенности:

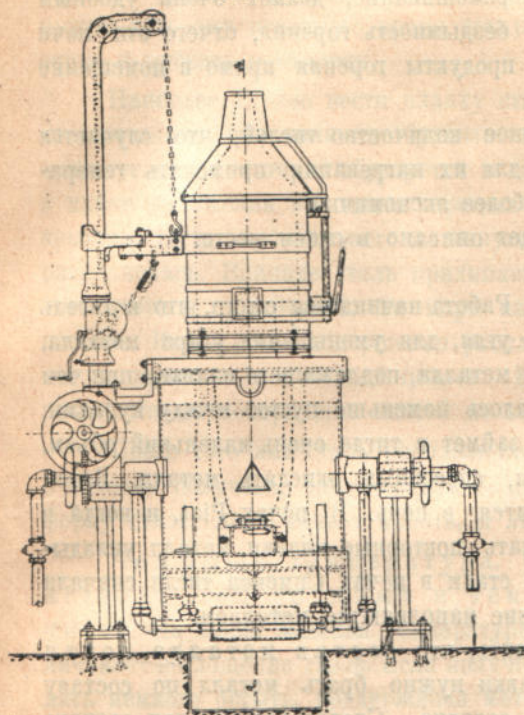
Распыливающий воздух имеет сравнительно высокое давление, достигающее до 1 атмосферы, и нагревается за счет охлаждения пода горна. Жидкое топливо также несколько подогревается, проходя через бак, помещенный под подом <sup>2)</sup>. Вообще некоторый подогрев жидкого топлива полезен при всяких неф-

<sup>1)</sup> E. Schitt, die Metallgiesserei, стр. 194.

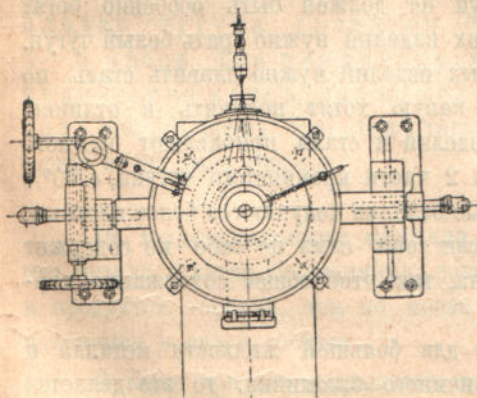
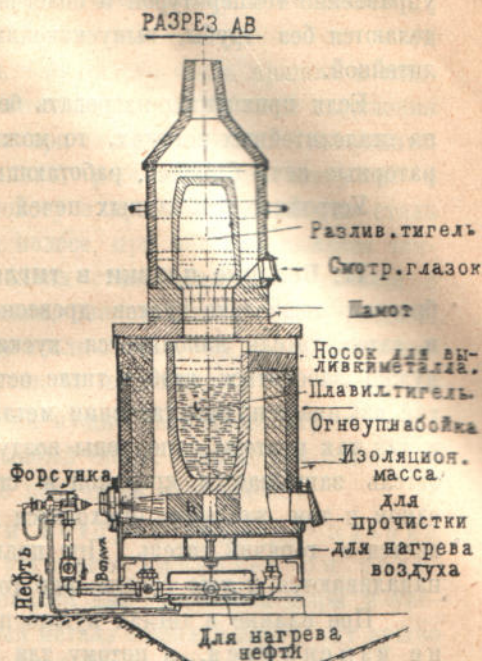
<sup>2)</sup> Подвод нефти к форсунке снизу неудобен, так как при нефти, плохо отстоявшейся от воды, трубка, подводящая нефть, постепенно заполняется водой в нижней своей



Фиг. 13.



Фиг. 14.



Фиг. 15.

Направление форсунки делается прямо на подставку тигля, имеющую против форсунки острое ребро, разрезающее пламя, которое обходит тигель с двух сторон; так как на ребре образуется коксовый нагар, затрудняющий работу, то лучше направлять пламя по касательной к окружности горна.

части и, когда вся заполнится, через форсунку в печь поступает указанная вода, пока она не вытесняется нефтью, — т. е. работа идет неравномерно.

тявых горнах, а в зимнее время, в нашем климате, он необходим. Продукты горения, выходящие из горна через воронку с подогреваемым металлом, попадают в промежуток между колпаком и разливным тиглем, который, таким образом, нагревается за счет теплоты отходящих из горна газов.

Вследствие высокого давления воздуха распыление достигается минимальным его количеством, и потому засасывание воздуха извне становится необходимым, почему форсунка становится вне горелки.



Высокое давление, улучшая перемешивание, делает очень удобным управление температурой и облегчает бездымность горения, отчего эти печи делаются без трубы, выпускающими продукты горения прямо в помещение литейной.

Если приходится нагревать большое количество тиглей, что случается на сталелитейных заводах, то можно для их нагревания применять генераторные печи Сименса, работающие более экономично.

Устройство указанных печей будет описано в своем месте.

**17. Ведение плавки в тиглях.** Работа начинается с того, что в тигель бросают несколько кусков древесного угля, для уменьшения угара металла, и затем тигель наполняется кусками металла, подлежащего плавке, при чем нужно заботиться, чтоб в тигле оставалось поменьше пустот между кусками, так как иначе по расплавлению металл займет в тигле очень маленький объем, и так как пустоты заполнены воздухом, способным окислять металл. Затем тигель закрывается крышкой и ставится в печь. В печах Piat, и когда в одном и том же тигле приходится делать повторные плавки, металл укладывается в горячий тигель. При плавке стали в печах Сименса тигли сначала накаливаются и уже совершенно горячие наполняются металлом.

При плавке в тиглях нужно помнить, что состав металла почти не изменяется, и потому для плавки нужно брать металл по составу такой же, какой желательно иметь в отливке. Следовательно, при отливке машинных частей из серого чугуна чугун не должен быть особенно богат кремнием и графитом; для отливки ковких изделий нужно брать белый чугун.

Точно так же и при отливке стальных изделий нужно плавить сталь по своему составу совершенно такую же, какую хотят получить в отливке. Обыкновенно при отливке стальных изделий к стали прибавляют немного кремнистого чугуна (на 100 частей стали 2 части кремнистого чугуна, с 10% содержанием кремния). При этом стальные отливки получаются более плотные. С той же целью прибавляют к стали, если она сама по себе не содержит марганца, немного марганцовистого чугуна, так чтоб общее содержание марганца не превосходило 1%.

Если в некоторых случаях желают для большей жидкости металла и большей плотности отливок прибавить немного алюминия, то это делается после того как металл уже расплавлен, при чем в тигель вводится или чистый алюминий, или в виде алюминиевого железа. При плавке в тиглях примесь Al целесообразно делать только в том случае, если расплавленный металл беден содержанием углерода, марганца и кремния; его примесь не должна превышать 0,1%.

При плавке обыкновенного серого чугуна, как только чугун пришел в жидкое состояние, его сейчас же можно пускать в отливку, так как, вследствие незначительности у него периода полужидкого состояния, он получается достаточно перегретым и потому жидким. При плавке же чугуна дляковки



изделий, чтобы получить литье плотное, после того как чугун расплавлен, нужно дать ему некоторое время довариться, и только после этого снимать с очага и пускать в отливку.

Наиболее трудно вести плавку стали. Как только сталь пришла в жидкое состояние, она начинает бурлить. Происходит это вследствие выделения окиси углерода, которая образуется в стали при ее изготовлении. Чтоб узнать, в каком положении находится процесс плавки, рабочий через отверстие в крышке тигля просовывает железную полосу и пробует ею, вся ли сталь расплавилась. Вначале сталь прилипает к полосе, при чем она кажется темного цвета и пузырчатой; по мере нагревания сталь становится светлее и плотнее. Когда сталь совершенно расплавлена, она становится столь жидкой, что не пристаёт к железной полосе. Если сталь готова, то поверхность полосы остается совершенно чистой по вынутии ее из тигля.

После того как сталь расплавилась, ей нужно дать простоять на горне в течение получаса, поддерживая более слабый огонь, иначе при отливке в форму сталь снова начнет кипеть, и литье получится неплотное.

Чем выше температура, при которой ведется плавка металла, тем он жиже и тем лучшего качества он получится. Но очень высокая температура опасна для прочности форм и увеличивает поглощение газов. Если полученный металл слишком горяч, ему нужно дать немного остыть, поддерживая металл на более слабом огне.

Время плавки зависит от величины тигля и свойств металла. На плавку чугуна тратится 3 — 4 часа, на плавку стали 5 — 6 часов. Для плавки чугуна требуется равное по весу количество кокса, для плавки стали кокса идет в 2 — 3 раза больше. В печах Piat, если тиглям не давать охлаждаться, топлива идет почти в два раза меньше.

**18. Видоизменение металла при плавке в тиглях.** Несмотря на то, что металл в тигле, повидимому, совершенно изолирован от действия топлива и продуктов горения, тем не менее он при плавке претерпевает некоторые изменения в своем составе.

В тигле при его закрывании всегда находится воздух, кроме того, с металлом в тигель попадает ржавчина; поэтому при плавке прежде всего образуются богатые железом шлаки, которые действуют окислительным образом на содержащийся в тигле металл, понижая в нем содержание углерода, кремния и марганца. Но при дальнейшей плавке шлаки увеличиваются на счет материала тигля и, теряя при этом свою окислительную способность, позволяют металлу снова поглощать углерод и кремний из стенок тигля за счет марганца. В результате после плавки иногда получается металл с несколько большим содержанием углерода и кремния и всегда с меньшим содержанием марганца.



Насколько видоизменит свой состав металл при плавке, зависит от его первоначального состава, от природы материала, из которого сделан тигель, и от температуры в очаге при плавке. Чем меньше первоначальное содержание углерода, марганца и кремния в металле, чем выше температура в очаге при плавке, тем более будет заметно видоизменение состава металла.

При сгорании *Si* получается кремнекислота  $\text{SiO}_2$ , которая стремится соединиться с окислами металлов, давая с ними кремнекислые соли, образующие шлак.

При сгорании *Mn* и *Fe* образуются закиси *Mn* и *Fe* ( $\text{MnO}$  и  $\text{FeO}$ ), которые имеют стремление соединяться с кислотными ангидридами (например,  $\text{SiO}_2$ ) с образованием солей-шлаков. *Mn* имеет к кислороду большее сродство, чем *Fe*, и предохраняет последнее от сгорания, хотя вследствие очень большого содержания *Fe* и малого содержания *Mn* в чугунах, сталях и железах и невозможности достигнуть полного смешения во время процесса, *Fe* все-таки частью сгорает, но во много меньшем относительном количестве (закон масс).

Из вышеуказанного мы видим, что как при сгорании *Si*, так и при сгорании *Mn*, полученные от них окислы стремятся образовать соли; при этом, если стенки сосуда, где происходит окисление, имеют в своем составе  $\text{SiO}_2$  (кислые материалы), то для образования соли не хватает оснований, поэтому в печах из кислых огнеупорных материалов и в тиглях всегда главным образом сгорает *Mn*, наоборот, при основных огнеупорных материалах, где имеются готовые окислы металлов кальция  $\text{CaO}$  и магния  $\text{MgO}$ , сгорает главным образом *Si*.

Углерод в случае сгорания при недостатке кислорода ( $\text{O}_2$ ) (а такой именно случай и имеется во время плавки), дает окись углерода  $\text{CO}$ , которая, как тело газообразное, тотчас же удаляется из ванны (выходит из сферы влияния) и потому более не может реагировать на оставшиеся в ванне соединения.

При сравнительно более низких температурах стремление *C* сгорать в  $\text{CO}$  сравнительно невелико, и как *Si*, так и *Mn* сгорают раньше *C*, предохраняя последний от горения.

Закон масс и здесь играет свою роль, которая усиливается недостаточным смешением реагирующих тел, так что может случиться в каком-либо месте такое преобладание *C* перед *Si* и *Mn*, что первый сможет частью сгореть и выделиться из ванны, удалившись из сферы влияния на *Si* и *Mn*.

Во всяком случае, при сравнительно невысокой температуре, сгорание это весьма незначительно, и в присутствии *Si* и *Mn* не только железо и сталь, но и чугун могут обогатиться углеродом, если он имеется с ними в соприкосновении (например, графит тигля).

Но с возвышением температуры стремление *C* к сгоранию возрастает с огромной быстротой и при температуре, близкой  $1500^\circ \text{C}$  он, если его



в металле много, получает уже способность даже отнимать кислород у  $\text{SiO}_2$  и  $\text{MnO}$ , восстанавливая Si и Mn и увеличивая, таким образом, их содержание.

При весьма малом количестве С в металле (сталь, железо) он горит труднее, и тогда параллельно со сгоранием С начинает действовать способность Fe поглощать его, отчего (если в шихте или стенках сосуда имеется углерод) количество его в стали и железе может возрасти, несмотря на высокую температуру, способствующую его сгоранию.

Для лучшей иллюстрации этого вопроса приведем некоторые опытные данные, указывающие, как изменяется металл при плавке в тиглях <sup>1)</sup>.

1) Белый чугун в тигле, состоящем из трех частей графита и трех четвертью частей глины:

	Углерод.	Кремний.	Марганец.
До плавки . . . . .	3,59	0,67	2,04
После первой плавки . .	3,71	0,58	1,91
„ второй „ . .	3,77	0,76	1,85
„ третьей „ . .	3,63	1,07	1,87.

После первой плавки, которая очевидно велась при сравнительно невысокой температуре, количество С увеличилось за счет графита тигля. Количество Si и Mn уменьшилось вследствие их сгорания, предохранившего от сгорания С.

Вторая плавка велась, очевидно, при температуре несколько более высокой, и обогащения чугуна углеродом получилось много меньше; зато получилось некоторое обогащение чугуна кремнием из тигля за счет сгорания Mn.

Третья плавка велась, очевидно, при еще более высокой температуре, повлекшей за собою восстановление Si и Mn за счет сгорания С чугуна и С перешедшего из тигля в чугун во время плавки.

2) Сталь плавится в таком же тигле.

До плавки . . . . .	0,94	0,02	0,24
После первой плавки . .	1,19	0,35	—
„ второй „ . .	1,26	0,63	0,22

Здесь, вследствие малого в металле содержания С, он усиленно поглощался из тигля, а вследствие высокой температуры часть из поглощенного С, сгорая в  $\text{CO}$ , восстановила Si, количество которого в стали увеличилось.

3) Сталь плавится в тигле, приготовленном из одной глины:

До плавки . . . . .	0,96	0,09
После первой плавки . . .	0,77	0,15
„ второй „ . . .	0,55	0,26

<sup>1)</sup> A. Ledebur, Handbuch der Eisen- und Stahlgiesserei, стр. 90.



Здесь углерод не мог пополняться из тигля за отсутствием в тигле графита, и потому, вследствие высокой температуры, он непрерывно сгорал за счет кислорода  $\text{SiO}_2$  из стенок тигля, от чего количество С уменьшалось, а количество Si возрастало по мере плавки.

Вообще для литейных целей небольшое увеличение содержания кремния является полезным, так как при этом металл в отливке получается более плотным; что же касается до увеличения содержания углерода, то это прямо зависит от того назначения, для которого плавится металл, и в зависимости от этого, зная приблизительно наперед, насколько это увеличение произойдет, нужно выбирать состав металла для плавки.

Если тигель не будет при плавке закрыт крышкой, то от окислительного действия продуктов горения на поверхность металла, содержание в нем кремния, марганца и углерода может уменьшиться.

**19. Плавка в отражательных печах.** За печами этого типа осталось старинное их название, основанное на неправильном предположении, будто плавка происходит за счет теплоты, отраженной от свода.

В действительности плавка происходит за счет теплоты пламени, лижущего поверхность загруженного чугуна, поэтому более правильно называть подобные печи „пламенными“. Устройство старинной пламенной печи для плавки чугуна <sup>1)</sup> на 5—10 тонн представлено на фиг. 16. Под печи делается большей частью с большим уклоном по направлению к топке. В самой низкой части пода, куда стекает расплавленный чугун, в боковой стенке печи имеется выпускное отверстие для чугуна D, замазанное глиной. Над ним помещается отверстие B, для наблюдения за ходом плавки, закрываемое дверцей. С одного конца печи имеется топка, снабженная колосниковой решоткой. Топка отделяется от остальной части печи, где происходит расплавление металла (т.е. рабочего или „плавильного пространства“), массивным порогом. С другого конца печи помещается дымовая труба. В боковой стенке посредине печи находится дверца C для загрузки чугуна, подлежащего переплавке. Раскаленные продукты горения из топки через пояс порога поступают в плавильное пространство. Вся печь перекрыта сводом, который понижается в передней части печи (в поясе порога), затем несколько повышается, чтоб дать больше места для горения газов. Такая форма свода делается с целью заставить пламя ударять в наиболее низкую часть пода, что необходимо для того, чтоб стекающий в это место чугун не охлаждался. Площадь поперечного сечения пояса порога должна постепенно уширяться по направлению от топки к плавильному пространству; иначе в поясе порога развивается столь высокая температура, что в этом месте свод быстро прогорает. Пони-

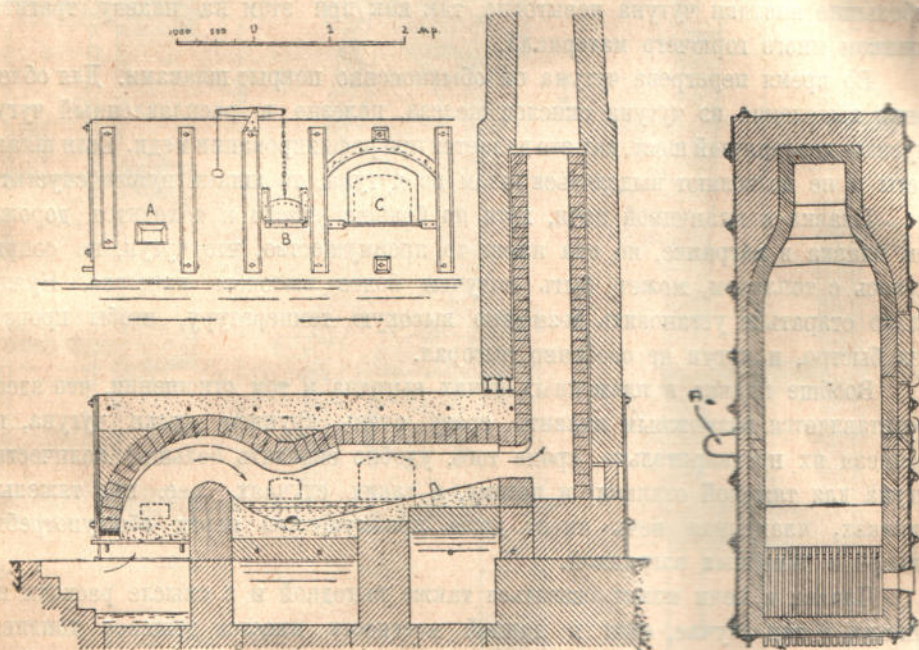
<sup>1)</sup> Подобные печи применяются также для плавки меди и бронзы. Управление плавкой в отражательн. печ. см. Foundry 112—11—05. См. также The Iron Age 16—5—7—06 (хорошие рисунки).



жения свода плавильного пространства по направлению к трубе, с образованием острого угла у вылета печи, не следует делать тоже во избежание прогорания свода в данном месте.

Для сохранения свода у вылета и для лучшего использования топлива следует придавать газам направление вниз, как только они выйдут из вылета, а не так, как изображено на фиг. 16, в которой из печи будут удаляться стремящиеся занять наивысшую точку наиболее нагретые газы, тогда как охлажденные газы не имеют стока.

В обыкновенных печах под идет постепенно повышаясь по направлению к трубе, при этом, когда весь чугун расплавился, образуется на границе



Фиг. 16.

расплавленного металла тонкая пленка, которая очень сильно окисляется. Для предупреждения этого хорошо делать под в виде глубокой ванны, расположенной ближе к середине печи, чтобы расплавленный чугун не имел толщину меньше как 75 мм, находясь как бы в чашке.

Чугун загружается на более высокую часть пода; под действием горячих газов плавится здесь и, стекая вниз, навстречу горячим газам, слегка перегревается. Впрочем, перегревание остается почти незаметным до тех пор, пока не расплавится весь чугун, так как при плавке чугун, как и другие тела, все время сохраняет постоянную температуру. Но после плавки чугун всегда нужно перегреть, чтоб получить его более жидким



и также, чтоб чугун не мог застыть при разноске, и потому из сказанного следует, что выпускать чугун из печи можно только после того, как он вполне расплавился, так как до тех пор перегреть его почти невозможно, он будет сохранять температуру, близкую к точке плавления. Вместе с тем держать долго чугун в печи тоже опасно, так как он может сильно изменить свой состав и, значит, свои качества; поэтому, как только чугун нагрелся до желаемой степени, его сейчас же надо выпускать из печи в формы. В виду таких условий плавки в печи ее удобно применять только в том случае, если нужно отлить тяжелую вещь, для отливки же легких вещей пламенная печь неудобна. Делать небольшие насадки чугуна невыгодно, так как при этом на плавку тратится слишком много горючего материала.

Во время перегрева чугуна он обыкновенно покрыт шлаками. Для облегчения выделения из чугуна окислов железа, полезно в расплавленный чугун опускать деревянный шест, как это делается при рафинировании меди. Если шлаки густы и не позволяют выделяться газам из чугуна, то шлаки нужно спустить.

Плавка в пламенной печи, хотя по большей части и обходится дороже, чем плавка в вагранке, но она имеет то преимущество, что чугун, не соприкасаясь с топливом, может быть получен более высокого качества. Нужно только стараться установить возможно высокую температуру, чтобы процесс шел быстро, и чугун не особенно выгорал.

Вообще плавка в пламенных печах выгодна в том отношении, что здесь представляется возможным плавить сразу очень крупные куски чугуна, не разбивая их предварительно, кроме того, удобно скоплять большое количество чугуна для тяжелой отливки; и потому, в таких случаях, т.-е. при тяжелых отливках, пламенная печь имеет даже преимущество перед общеупотребительной в литейных вагранкой.

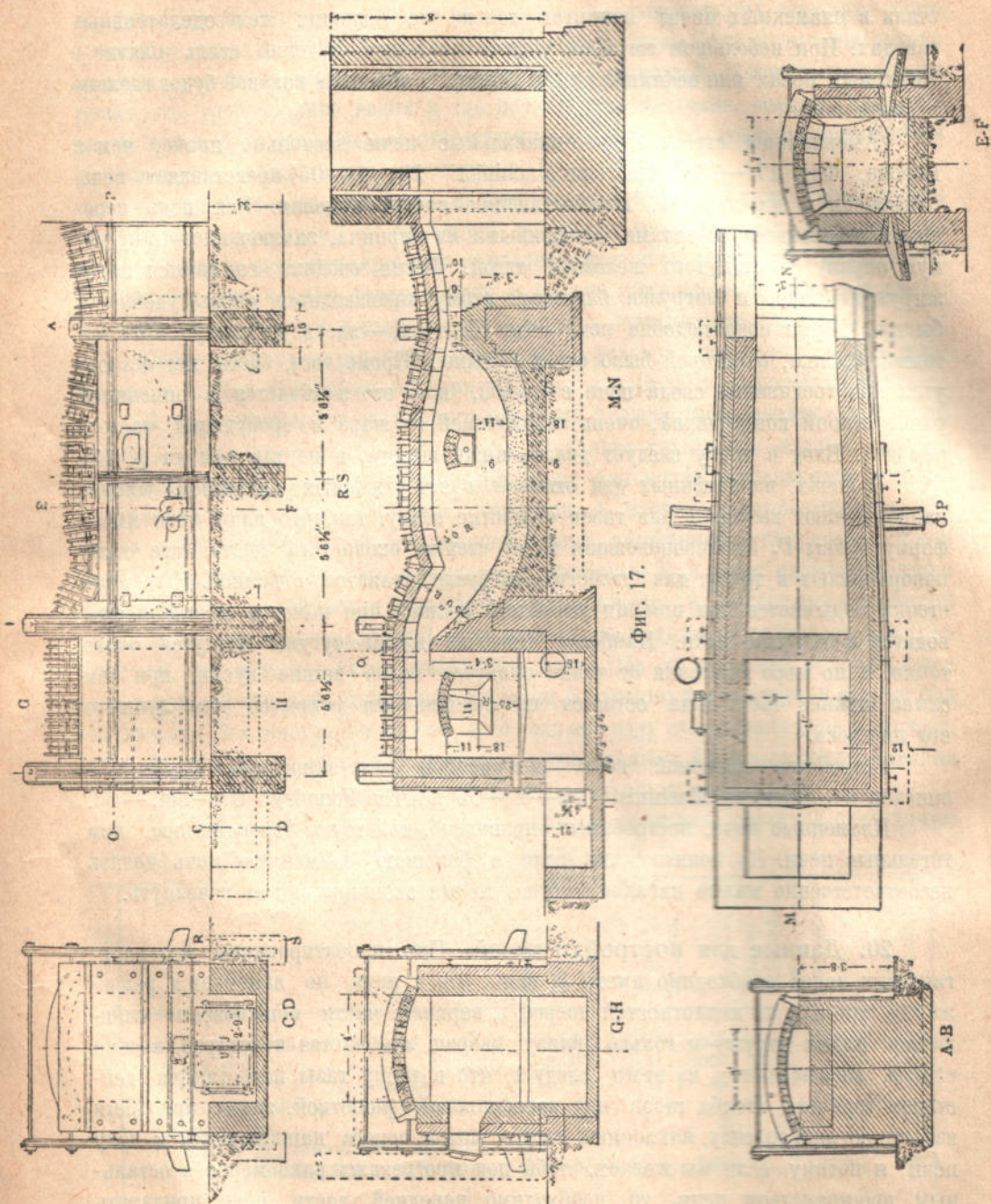
Плавка в печи может оказаться также выгодной и в смысле расхода на топливо, в том случае, если в данной местности имеется дешевое топливо, дающее длинное пламя (дрова, торф, каменный уголь), и очень дорого обходится подвозка обугленного топлива (антрацит, кокс, древесный уголь). Пламенная печь получает преимущество перед другими, если желают чугуна сообщить большую твердость, что достигается выжиганием кремния и углерода.

Топка печи имеет самое простое устройство, т.-е. обыкновенную колосниковую решетку. Газовые, регенеративные топки в чугуно-литейных не применяются. Как известно, они действуют экономично только при непрерывной работе в течение долгого времени. В литейных же плавильные печи действуют не постоянно, и время плавки не продолжается более 6 часов. При таких условиях на разогревание тяжелой кирпичной кладки регенеративной печи потратилось бы больше топлива, чем на самую плавку металла.

Применение чугунных рекуператоров является вполне возможным.

Наоборот, при плавке стали можно применять только регенеративные печи, так как только в них легко получить темпера-





туру, необходимую для плавки стали; но вследствие того, что такие печи оказываются экономичными исключительно при долгой непрерывной работе,



сталь в пламенных печах плавится только на больших железоделательных заводах. При небольшом же производстве стальных изделий сталь плавят в тигельных печах или нефтяных, типа „Мечта“, описание каковой будет сделано в своем месте.

Американцы строят чугуно-плавильные печи несколько иначе, чем в Европе. Фиг. 17—18 („American Machinist“ 29—1—05) представляет печь, применяемую на заводах, выделяющих ковкие изделия. Вся печь перекрыта отдельными сводками, сложенными из кирпича, заключенного в чугунную оправу и стянутого железной тягой. Такие сводки снимаются перед загрузкой печи, и загрузка благодаря этому производится очень удобно и быстро. Форма пода подобна поду печи Мартена, — здесь не получается той тонкой пленки, о которой было сказано выше. Кроме того, здесь нет острого угла при соединении свода печи с трубой, как это замечается в описанной ранее старой конструкции, очень страдающей от жара и требующей частого ремонта. Вход в трубу следует делать ниже вылета, а не так как на ф. 17.

В печах, назначенных для отливки очень тяжелых предметов, американцы делают выводное для газов отверстие сбоку, так, что план печи имеет форму буквы Г. Противоположная топке стенка, около того места, где газы поворачивают в трубу, для удобства загрузки делается отъемной. Отъемная стенка подымается при помощи литейного крана; при помощи крана производится и загрузка печи. Наиболее тяжелые куски чугуна кладутся около топки, а по мере удаления от топки кладутся более легкие куски, при чем самая нижняя часть пода остается по возможности открытой для лучшего его прогрева.

Устройство подобной печи, построенной для завода Westinghouse'a описано в „American Machinist“ 28—1—05 и „The Foundry“ 67—oct.—05.

Пламенные печи, построенные правильно, действуют экономичнее, чем тигельные печи. Но понятно, что если в большую пламенную печь делать несоответственно малые насадки чугуна, то эта экономия может исчезнуть.

**20. Данные для постройки печей.** При проектировании металлургических печей необходимо иметь в виду, что в печи не замечается разрежения, так как из неплотностей дверец в верхней части обыкновенно выбивается пламя наружу и только внизу дверец замечается некоторое, весьма слабое, засасывание; из этого следует, что в топку газы нагнетаются действием горячего столба газов над колосниковой решоткой, затем, приобретая известную живую силу, наклонным сводом пояса порога направляются к поду печи; и потому, если мы желаем, чтобы под прогревался равномерно с остальным пространством печи, то необходимо передней части печи придавать такую конструкцию, чтобы газы резко направлялись вниз к поду; труба служит только для удаления из печи уже отработавших и охладившихся газов, опустившихся на под, где и замечается некоторое, весьма слабое, разрежение. В остальной части печи разрежения допустить нельзя, так как



в противном случае в неплотности дверец засасывалось бы слишком много холодного воздуха, и работа печи была бы невозможна. Силу нагнетания можно изменять, изменяя высоту пода над колосниковой решеткой. В полугенеративных печах, где слой топлива велик и где велико сопротивление, высота пода над слоем топлива должна быть соответственно больше или должно применяться механическое вдувание под колосники.

Своды выкладываются из самого огнеупорного кирпича. Эта работа должна быть выполнена с особенной тщательностью. Самому разрушительному действию огня подвергается наиболее опущенная часть свода за порогом. Ее обыкновенно кладут поперек печи и на нее опирают остальные два свода.

Вся печь внутри должна быть выложена огнеупорным кирпичом.

Снаружи печь скрепляется каркасом из углового железа. Каркас упирается в стойки стянутыми болтами или она кладется в чугунных плитах.

Под устраивается следующим образом: прежде всего кладут фундамент, около 1 метра глубины из бута, затем выводится кирпичная кладка, на ней наносится хорошо перемешанный слой песку или мелко истолченного старого огнеупорного кирпича, в сыром состоянии, и плотно утрамбовывается. На песок накладывается слой огнеупорной глины, смешанной с кварцевым песком или с истолченным старым огнеупорным кирпичом <sup>1)</sup> и тоже плотно утрамбовывается. Этот слой после утрамбовки разрыхляется с поверхности кошками и на него наносится новый слой, пока набойка не получится толщиной в 150 — 200 мм, что и представляет поверхность пода. Под обыкновенно ремонтируется перед каждой плавкой. Только при отливках из ковкого чугуна один и тот же под служит для 2-х, иногда 3-х плавков, и то если они идут непрерывно одна за другой.

Труба, как и во всех пламенных печах, должна быть выложена отдельно от печи, чтобы при осадке последней труба не могла покоситься.

Професс. Осанн, на основании данных практики, составил следующую таблицу, характеризующую условия работы печей <sup>2)</sup>.

	Зиген.	Верхняя Силезия.	Нижне- Рейнская.	Американ- ская.	Русского бассейна.	
Насадка чугуна, кг . . . . .	14000	12500	7500	25000	25000	12000
Расход угля, кг . . . . .	5600	4000	3000	11250	7500	4800
Расход угля в % от насадки . . . . .	40	32	40	45	30	40
Продолжительность нагревания и плавления, час. . . . .	12	10	8	20	9	12
Пространство, занимаемое газами над расплавленной ванной, куб. метр. .	3,47	4,89	3,88	7,15	14,96	4,66

<sup>1)</sup> 3 — 5 частей песку на 1 часть глины по объему. Толщина слоя около 75 мм и после утрамбовки уплотняется до 25 — 30 мм.

<sup>2)</sup> „Журн. Русск. Металл. О-ва“, стр. 967 — № 6 — 1910. „Stahl und Eisen“, 1541 — 9 — 1910/11 или Osann. „Lehrbuch der Eisen- und Stahlgiesserei“, стр. 30.



По этим данным наименьшая продолжительность плавки 8—9 часов, между тем, в хорошо сконструированной печи вся операция расплавления и перегрева, если чугун посажен в разогретую печь, потребует не более 4 час. при условии, что под печи имеет особую площадку для загрузки на него чугуна, дающую возможность газам свободно лизать наиболее углубленную часть пода и тогда, когда печь загружена чугуном. Если такой площадки не сделать, то расплавленный чугун, стекая на непрогретый (охлажденный от загрузки холодного чугуна) под, замерзает и, будучи покрыт слоем плохо проводящего тепла, шлака и имея лишь одну верхнюю гладкую поверхность чугуна для его нагрева, очень трудно поддается вторичному расплавлению.

Гидравлический метод расчета печей, предложенный проф. Ленинградск. Политехн. Инст. В. Е. Грум-Гржимайло дал возможность поставить расчет печей на научную почву, при чем оказалось, что даже многие крупные образцовые заводы, как, например, Крупн и Крезю, обладают печами, совершенно неправильно сконструированными.

Ниже мы приводим способ расчета печей по тепловому балансу гидравлическим методом. Начнем с данных для теплового баланса.

**21. Данные для теплового баланса <sup>1)</sup>.** А. Теплоемкости газов. Зная частичную (килогр. кал. на килогр. молекулу) теплоемкость газа (или теплоемкость веса газа в килогр. соответств. частичному весу), не трудно получить теплоемкость на 1 кил. газа и на 1 м<sup>3</sup> газа. Для этой цели в первом случае следует частичную теплоемкость разделить на частичный вес газа (N<sub>2</sub> = 28; CO = 28; O<sub>2</sub> = 32; H<sub>2</sub>O = 18; CH<sub>4</sub> = 16; H<sub>2</sub> = 2; CO<sub>2</sub> = 44 и т. д.), а во втором случае следует частичную теплоемкость разделить на объем в м<sup>3</sup>, занимаемый килогр. молекулой газа или 22,411. Поэтому для газов мы дадим лишь частичные теплоемкости. Для теплового баланса требуется знать средние частичн. теплоемкости от 0° Ц до t° Ц, каковые ниже и приводятся. Считаю нужным добавить, что в „Ж. Р. М. Об-ва“, 1912, № 4, стр. 421—52, имеются составленные М. Павловым таблицы теплоемкости газов для различных температур, отличающихся друг от друга на 100°, каковыми таблицами, конечно, лучше всего и пользоваться. Формулы приводятся нами лишь для вычисления теплоемкостей при температурах, не указанных в таблицах М. Павлова.

$$\left. \begin{aligned} MC_0^t \text{ для } H_2, N_2, CO, &= 6,685 + 0,00045 t \\ MC_0^t \text{ для } O_2, &= 6,885 + 0,00045 t \end{aligned} \right\} \text{ (Pier)}$$

$MC_0^{1600}$  для CO<sub>2</sub> = 8,844 + 0,0032648 t — 0,000000792 t<sup>2</sup> (Holborn-Henning) формула применима лишь до t < 1600°, свыше 1600° следует применять формулу Pier.

$$MC_0^t \text{ для } CO_2 = 8,785 + 0,0033 t - 0,00000095 t^2 + 0,0000000001 t^3 \text{ (Pier)}$$

<sup>1)</sup> М. Павлов. „Ж. Р. М. Об-ва“, 1912, № 4, 421—52.



В пределах т-р 900—1300° можно пользоваться упрощенной формулой Павлова

$$MC_0^t \text{ для } CO_2 = 9,768 + 0,00154t \text{ (Павлов)}$$

То же от 1300° и выше

$$MC_0^t \text{ для } CO_2 = 10,648 + 0,00088t \text{ (Павлов)}$$

$$MC_0^t \text{ для } H_2O = 8,05 + 0,0005t + 0,0000000002t^3 \text{ (Pier)}$$

$$MC_0^t \text{ для } SO_2 = MC_0^t \text{ для } CO_2 \text{ (Pier)}$$

$$MC_0^t \text{ для } CH_4 = 9,78 + 0,006t \text{ (Le Chatelier)}$$

$$MC_0^t \text{ для } C_2H_4 = 9,4192 + 0,01155t \text{ (Wiedemann)}$$

Б. Теплоемкости твердых тел. В данном случае лучше всего оперировать со средними теплоемкостями на 1 кил., каковые и будут ниже даны:  $C_0^t$  для  $C = -0,0498 + 0,0009714t - 0,0000007823t^2 + 0,0000000002236t^3$  (по Kunze). Формула применима лишь для  $t < 435 - 1300^\circ$  и очень сложна, поэтому если разбить т-ры на небольшие интервалы, часто бывает удобнее пользоваться упрощенными формулами:

$$C_0^{400} \text{ для } C = 0,157 + 0,0002t \text{ (до } 400^\circ)$$

$$C_0^{700} \text{ для } C = 0,118 + 0,00029t \text{ (от } 400 \text{ до } 700^\circ)$$

$$C_0^{1000} \text{ для } C = 0,241 + 0,00012t \text{ (от } 700 \text{ до } 1000^\circ)$$

И. Залесский вывел  
по Weber'у, Kunze и  
табл. М. Павлова.

$$C_0^t \text{ для } C = 0,304 + 0,00006t \text{ (выше } 1000^\circ) \text{ (М. Павлов)}$$

$$C_0^{500} \text{ для } Fe = 0,11 + 0,000025t + 0,000000055t^2 \text{ (Pionchon, упрощен. М. Павловым).}$$

По А. Виноградову („Ж. Р. М. Об-ва“, 1915. № 2, стр. 272—302).

$$C_0^{1520} \text{ для } Fe = 0,11 + 0,0000227t \text{ (от } 850 \text{ до } 1520) \text{ (Виноградов).}$$

В интервале между 500° и 850° теплоемкость Fe, вследствие различных превращений, происходящих в Fe, делает такие скачки, что не может быть уложена ни в какие формулы. Из диаграммы, данной А. Виноградовым, можно получить следующие средние теплоемкости Fe:

$$\text{Подходя к } 500^\circ \text{ С средн.} = 0,144$$

$$\text{при } 500^\circ \text{ С средн.} = 0,135$$

$$\text{Подходя к } 615^\circ \text{ С средн.} = 0,14$$

$$\text{при } 615^\circ \text{ С средн.} = 0,189$$

$$\text{Подходя к } 750^\circ \text{ С средн.} = 0,209$$

$$\text{при } 750^\circ \text{ С средн.} = 0,149$$

$$\text{Подходя к } 850^\circ \text{ С средн.} = 0,151$$

$$\text{при } 850^\circ \text{ С средн.} = 0,130$$

В пределах между приведенными  
т-рами изменение теплоемкости идет  
довольно правильно по закону пря-  
мой.

Другие исследователи<sup>1)</sup> дают другие теплоемкости Fe и вообще в этой области наблюдается большое разногласие.

$$C_0^t \text{ для мягкой стали} = C_0^t \text{ для } Fe + 0,002 \text{ (Павлов).}$$

<sup>1)</sup> См. статьи Павлова, „Ж. Р. М. Общ.“, 1912. № 4, стр. 448—451.



Теплоемкость для твердой стали, по предложению Павлова, мы будем принимать как среднюю от теплоемкости Fe и C согласно составу стали.

$C_0^t$  чугуна тоже сильно и неправильно изменяется с т-рой. По Павлову она в пределах т-р:

$$\begin{aligned} 650 - 750^\circ &= 0,3 \\ 750 - 850^\circ &= 0,2 \\ 850 - 1150^\circ &= 0,17 \\ 1150 - 1200^\circ &= 0,173 \end{aligned}$$

Для вычисления теплоемкости чугуна тоже придется прибегать к определению средней теплоемкости Fe и C по составу, принимая примеси за C.

Скрытая теплота плавления чугуна по Грюннеру 23 для серого чугуна и 34 для белого. Для количества тепла, уносимого жидким чугуном, может быть принята формула  $Q$  для чугуна  $= 0,18 t + 0,25 (t - 1200) +$  скрытая теплота.

Скрытая теплота плавления литого железа может быть принята  $= 68$  и количество тепла, уносимого расплавленным железом, может быть принято  $Q$  для расплавленного железа  $= 0,170 t + 68$ .

Количество тепла, уносимое расплавленным шлаком  $Q$ , для шлака.  $= \{ 0,175 + 0,00007 t \} t + 50$ , где  $50^1$ ) есть скрытая теплота, а  $0,175 + 0,00007 t$  — теплота шлака.

$C_0^t$  для кирпича по В. Грум-Гржимайло  $= 0,185 + 0,00007 t$ .

Если представить в виде формулы данные Осанна, то получим  $C_0^t$  для кирпича  $= 0,18 + 0,00017 t - 0,00000009 t^2$ .

Вычисленные по этой формуле теплоемкости дают значения приближающиеся и к данным Grüner'a и отчасти к данным Howe, находясь между ними посередине.

$C_0^t$  меди  $= 0,0939 + 0,00001778 t$  (Frasier и Richards)

$C_0^t$  для алюминия  $= 0,2089 + 0,000052 t + 0,0000000172 t^2$  (Павлов по Бончеву).

#### В. Теплоты образования соединений на кг. - частицу<sup>2)</sup>.

	Вес полученной частицы
$H_2 + \frac{1}{2} O_2 = H_2O$ пар при $18^\circ + 57810$ . . . . .	18
$H_2 + \frac{1}{2} O_2 = H_2O$ жидк. при $18^\circ + 68360$ . . . . .	18
$C$ аморф. $+ O_2 = CO_2 + 97650$ . . . . .	44
$C$ аморф. $+ \frac{1}{2} O_2 = CO + 29430$ . . . . .	28
$CO + \frac{1}{2} O_2 = CO_2 + 68220$ . . . . .	44
$S$ ромб. $+ O_2 = SO_2 + 69800$ . . . . .	64
бел. $P_2 + \frac{5}{2} O_2 = P_2O_5$ тверд. $+ 369400$ . . . . .	142

<sup>1)</sup> Hütte. „Taschenbuch für Eisenhüttenleute“, 1910 г., стр. 30.

<sup>2)</sup> М. Павлов. „Ж. Р. М. Об-ва“, 1911 г., № 4, стр. 402—41.



	Все полученной частицы
Красн. $P_2 + \frac{5}{2}O_2 = P_2O_5$ тверд. + 362000 . . . . .	142
$Sn + \frac{1}{2}O_2 = SnO$ крист. + 67128 . . . . .	135
$Sn + O_2 = SnO_2$ крист. + 137800 . . . . .	151
$Si$ крист. + $O_2 = SiO_2$ + 188300 . . . . .	60
$Si$ аморф. + $O_2 = SiO_2$ безводн. сплавл. + 196420 . . . . .	60
$Si$ крист. = $Si$ аморф. + 8120 . . . . .	28
$Al_2 + \frac{3}{2}O_2 = Al_2O_3$ безводн. прокал. + 380200 . . . . .	102
$Cr_2 + \frac{3}{2}O_2 = Cr_2O_3$ безв. крист. + 26700 (Mixer 1915 г.) . . . . .	152,2
$Fe + \frac{1}{2}O_2 = FeO$ сплавл. + 66713 . . . . .	72
$Fe_2 + \frac{3}{2}O_2 = Fe_2O_3$ безводн. прокал. + 198167 . . . . .	160
$Fe_3 + 2O_2 = Fe_3O_4$ безв. сплавл. + 274660 . . . . .	232
$FeO$ безв. + $Fe_2O_3$ безв. прокал. = $Fe_3O_4$ безв. спл. + 9780 . . . . .	232
$Mn + \frac{1}{2}O_2 = MnO$ безв. + 90760 . . . . .	71
$Mn_3 + 2O_2 = Mn_3O_4$ безв. + 327230 . . . . .	229
$Cu_2 + \frac{1}{2}O = Cu_2O$ безв. + 40810 . . . . .	143
$Cu + \frac{1}{2}O = CuO$ безв. + 37160 . . . . .	79,5
$Zn + O = ZnO$ безв. прокал. + 84700 . . . . .	81
$Fe + S^1$ (ромб. = $FeS$ аморф. + 18800 <sup>2)</sup> . . . . .	88
$Fe + S_2^1$ ) ромб. = $FeS_2$ крист. + 35500 <sup>3)</sup> . . . . .	120
$Mn + S^1$ ) аморфн. = $MnS$ безвод. + 45200 <sup>4)</sup> . . . . .	87
$Cu_2 + S^1$ ) крист. ромб. = $Cu_2S$ безв. крист. + 19000 . . . . .	159
$Cu + S^1$ ) " " = $CuS$ " " + 11600 . . . . .	95,5
$Zn + S^1$ ) " " = $ZnS$ крист. + 41300 <sup>3)</sup> . . . . .	97
$Mn_3 + C$ аморф. = $Mn_3C$ + 12190 . . . . .	177
$Fe_3 + C$ аморф. = $Fe_3C$ + 5102 . . . . .	180
$FeO$ безв. + $CO_2 = FeCO_3$ шпат. + 24840 . . . . .	116
$CaO$ " + $CO_2 = CaCO_3$ " + 43920 . . . . .	100
$CuO + CO_2 = CuCO_3$ осажд. из вод. раств. + 10800 . . . . .	123,5
$3 MnO$ безв. + $P_2O_5$ твер. безв. = $Mn_3P_2O_8$ безв. + 87500 . . . . .	355
$3 CaO + P_2O_5 = Ca_3P_2O_8$ безв. + 159500 . . . . .	310
$Ca_3P_2O_8 + nCaO = Ca_3P_2O_8 \cdot nCaO$ безв. + 1200 . . . . .	—
$3 MgO + P_2O_5 = Mg_3P_2O_8$ безв. + 114900 . . . . .	262
$CaO$ безв. + $SiO_2 = CaSiO_3$ сплавл. + 17400 (Чернобаев 1912 г.) . . . . .	116
$2 CaO$ " + $SiO_2 = Ca_2SiO_4$ " + 28700 (Чернобаев 1912 г.) . . . . .	172
$3 CaO$ " + $2 SiO_2 + Al_2O_3 = Ca_3Al_2Si_2O_{10}$ + 38200 (Чернобаев 1912 г.) . . . . .	391
$3 CaO$ " + $Al_2O_3 + 2SiO_2$ прокал. каолин. = $Ca_3Al_2Si_2O_{10}$ + 50200 (Чернобаев 1912 г.) . . . . .	391

<sup>1)</sup> Теплота образования сернистых соединений при S (аморфн.) больше чем при S (ромбич.) на 2010 калор. В реакциях, происходящих в металлургических процессах, следует полагать S (аморфн.).

<sup>2)</sup> Mixer 1913 г. Цифра 18800 вероятно несколько менее действительной, так как реакции, происходящие между  $Cu_2S$ , Fe, Cu,  $FeS$ , указывают, что она должна быть несколько более 19000, мы примем 20000 калор.

<sup>3)</sup> Mixer 1913 г.

<sup>4)</sup> Справочная книга для химиков и технологов П. М. Городисский.



По Павлову для определения тепла, выделяющегося при образовании кремнекислых солей Mn и Fe, в кислых шлаках можно принимать 140 кал. на 1 кг суммы закисей Mn и Fe, а при основных процессах на каждый кг своб.  $\text{SiO}_2$  (не связанный с CaO и MgO) полагать 370,6 кал.

**23. Способ расчета печей гидравлическим методом.** При конструировании печей прежде всего выбирается ее тип и рассчитывается под, согласно требуемой производительности так, чтобы на нем укладывалось требуемое производительностью количество предметов.

Затем намечается очертание пода и намечается направление газов.

После этого приступают к приблизительному определению объема и очертания рабочего пространства.

Часто бывает, что само производство требует определенного размера для камеры рабочего пространства, так что действительный объем не должен быть меньше требуемого производством.

Если производство не требует определенного размера для камеры рабочего пространства, то его размеры определяются приблизительно, исходя из тех соображений, что пламя в печах (кроме плавильных), выходя из топки, должно для полного горения встретить под сводом достаточной величины камеру для горения без встречи с охлаждающими пламя холодными предметами производства. Кроме того, необходимо сообразоваться с удобствами для ремонта и т. п.

Объем рабочего пространства, за вычетом объема, занятого нагреваемыми предметами, дает объем, заполняемый газами. Определив приблизительный объем рабочего пространства, его продольный разрез определяется по площади пода, сообразуясь с необходимым ходом горения в различных частях рабочего пространства.

Затем приступают к определению приблизительных размеров топки.

Для определения приблизительных размеров топки может служить коэффициент полезного действия, если он известен для данного типа печей. Для этой цели 1) определяется полезный часовой расход тепла по количеству и теплоемкости нагреваемых предметов и по расходу тепла на физико-химические превращения и 2) разделив умноженный на 100 полезный часовой расход тепла на коэффициент полезного действия, получается часовая потребность в теплоте. 3) Разделив последнюю на теплопроизводительность топлива, получим часовой расход топлива, по которому и определяются приблизительные размеры топки.

Для определения размеров топки можно также поступить по способу, предложенному В. Грум-Гржимайло, каковой становится единственным, если печи для данной цели не имеют вполне определенного постоянного коэффициента полезного действия и если нам вообще неизвестен приблизительный расход топлива на определенную производительность печи данного производства.



Для этой цели:

1) Определяется объем печных газов, получающихся при данном горении из 1 кг топлива;

2) Определяется теоретическая т-ра  $t$  горения при данном количестве воздуха, получаемая при горении данного топлива.

3) Берется разность  $t_1 - t_2$ , где  $t_2$  есть температура, которую газы должны иметь при выходе из рабочего пространства. Эта разность представляет падение т-ры в рабочем пространстве.

4) Деля разность  $t_1 - t_2$  на (приблизительно определенную В. Грум-Гржимайло) секундную потерю в т-ре для данного типа печей, получим время пребывания газов в рабочем пространстве печи.

Эта потеря в температуре в 1 сек. по В. Грум-Гржимайло следующая:

Мартеновская печь . . . . .	200° в сек.
Методические печи для нагрева слитков . . . . .	150—200° „ „
Отжигательные . . . . .	100—150° „ „

Отсюда мы можем заключить, что для чугуно-плавильных печей эта потеря в температуре приблизительно = 180° Ц.

5) Разделив объем, занимаемый печными газами в рабочем пространстве на время их пребывания в нем, получим секундное количество печных газов при т-ре  $t$ , которую они имеют в рабочем пространстве или  $Qt$ . Отсюда определяется

$$Q_0 = \frac{Qt \cdot 273}{T}, \text{ где } T = t + 273.$$

6) Разделив  $Q_0$  на количество газов, получаемое из одного кг топлива, найдем секунднй расход топлива, по которому уже и определяются все размеры топки.

После получения приблизительных размеров для внешнего очертания печи определяется приблизительная поверхность охлаждения печи.

После этого действительный расход топлива определяется по балансу тепла в печи  $x Q_{\text{топлива}} = \sum_{\text{час.}} Q_{\text{потери}} + Q_{\text{полезн.}} + A c t x$ . Здесь:

$Q_{\text{топлива}}$  = теплопроизводительность 1 кг топлива.

$x$  = часовое количество топлива в кг

$A$  = количество печных газов из 1 кг топлива в  $m^3$ .

$C$  = средняя теплоемкость  $m^3$  печных газов.

$t$  = температура оставляющих печь газов в гр. Ц.

$Q_{\text{полезн.}}$  = полезный расход тепла.

$\sum Q_{\text{потери}}$  = сумма часовых потерь в атмосферу всех участков печи с различными температурами газов.

Эта потеря происходит от того, что нагретые газы передают свое тепло внутренней поверхности стен печи вследствие соприкосновения с нею и вследствие лучеиспускания.

Вследствие разности температур внутренней и внешней поверхности стен первая передает свое тепло прохождением его через толщу стен. Полученное внешней поверхностью тепло передается в атмосферу вследствие лу-



чен спуска и соприкосновения с поверхностью наружного воздуха. Потеря тепла, происходящая вследствие этих причин, выражена И. П. Залесским следующей общей формулой („Заводские печи“, курс, читанный студ. мех. фак. М. В. Т. У.):  $\frac{Q}{\text{м}^2 \text{ 1 час.}} = \left(\frac{\lambda_0}{\delta}\right)^\psi (t_1 - t_2)$ , где  $\lambda_0$  = коэффициент теплопрохождения; для кирпича  $\lambda_0 = 0,7$  (Hütte, Русск. издан. 1912, стр. 320);  $\delta$  = толщина стен печи в метр. Для всех случаев заводской практики можно принять  $\psi = 0,688 - 0,0067 \lambda_0 + \frac{0,05567}{\lambda_0} + 0,000151 (t_1 - t_2)$ , где  $t_1$  = температура газов внутри печи и  $t_2$  = температура газов наружного воздуха в град. Ц.

$\frac{Q}{\text{м}^2 \text{ 1 час.}}$  = потеря тепла с 1 м<sup>2</sup> в 1 час данного участка печи с данной разностью температур ( $t_1 - t_2$ ).

Вставив в ур-ние  $x Q_{\text{топл.}} = \sum_{\text{час.}} Q_{\text{потеря}} + Q_{\text{полезн.}} + \text{Act} x$  значения определенных вышеозначенным способом его членов, получим:

$$x = \frac{\sum_{\text{час.}} Q_{\text{потеря}} + Q_{\text{полезн.}}}{Q_{\text{топл.}} - \text{Act}} \quad (1)$$

Если полученное значение  $x$  сильно разнится от определенного нами приблизительным подсчетом для вычисления размера точки, то весь расчет повторяется при замене  $x$ , полученного приблизительным подсчетом,  $x$ -ом, определенным по уравнению (1). Полученный после 2-го подсчета  $x$  обыкновенно бывает достаточно близок к приблизительному, принятому нами за исходный и потому может считаться действительным часовым расходом топлива.

Для того, чтобы можно было сделать приблизительные очертания печи, можно также воспользоваться соответствующими эмпирическими данными.

Вследствие этого считаю необходимым привести здесь удивительно подобранные соотношения главнейших размеров печей с обыкновенной колосниковой решеткой, собранные проф. Крупским в его курсе содового производства, читанного им в Технологич. Инст. в 80—90 годах прошлого столетия:

На 1 м<sup>2</sup> поверхности решетки на хорошем каменном угле <sup>1)</sup> приходится в пламенных печах:

Сталелитейных . . . . .	0,8 — 1,2	м <sup>2</sup> площади пода.
Пудлинговые и сварочные . . . . .	2 — 2,5	„ „ „
Синькальные и хромпиковые <sup>2)</sup> . . . . .	3 — 4	„ „ „
Медиплавильные для плавки сырой меди . . . . .	5 — 6	„ „ „
Содовые . . . . .	4 — 6	„ „ „
Корнваллийские для выплавки кремнистых свинцовых руд, а также оловянных . . . . .	6 — 7	„ „ „
Обжигательные Криолитовые Томсена . . . . .	12 — 15	„ „ „
Для обжига медных руд в Англии . . . . .	15 — 20	„ „ „
Для обжига глины, песку и т. п. на стеклянных заводах (аморфы) . . . . .	15 — 40	„ „ „

<sup>1)</sup> Плохие сорта каменного угля требуют соответствующего увеличения площади решетки. Для дров и торфа площадь решетки, по данным И. П. Залесского, должна быть увеличена приблизительно в 2 раза.

<sup>2)</sup> И чугуно-плавильные для литья (по И. П. Залесскому).



Если обозначим:  $S_{\text{реш.}}$  — площ. решетки;  $S_{\text{проз.}}$  — площ. прозоров реш.;  $S_{\text{п. п.}}$  — площ. пояса порога;  $S_{\text{т.}}$  — площадь наименьшего сечения трубы;  $S_{\text{в.}}$  — площадь вылета, то для печей с отношением площади решетки к площади пода 1:4, при площади прозоров  $= \frac{1}{2}$  площади решетки, будем по Крупскому иметь:

$$\frac{S_{\text{п. п.}}}{S_{\text{проз.}}} = \frac{S_{\text{тр.}}}{S_{\text{проз.}}} = 0,45 - 0,5; \text{ отсюда выводим } \frac{S_{\text{п. п.}}}{S_{\text{реш.}}} = 0,225 - 0,25$$

$$\frac{S_{\text{в.}}}{S_{\text{проз.}}} = 0,15 - 0,2 \quad " \quad " \quad \frac{S_{\text{в.}}}{S_{\text{реш.}}} = 0,08 - 0,1$$

$$\frac{S_{\text{в.}}}{S_{\text{п. п.}}} = \text{до } 0,4 \text{ для хорошего каменного угля и } 0,5 \text{ для дров } ^1).$$

Проф. Крупский полагал, что для возможного уменьшения сопротивления решетки вообще не следует делать  $\frac{S_{\text{проз.}}}{S_{\text{реш.}}} < 0,5$ , и с этой точки зрения он совершенно прав, но, с другой стороны, во избежание просыпания сквозь прозоры несгоревшего топлива желательно иметь для каменного угля отношение  $\frac{1}{2} - \frac{1}{3}$  для дров и торфа  $\frac{1}{4} - \frac{1}{5}$ . Кроме того, минимальная площадь прозоров между кусками топлива не более  $\frac{1}{4}$  площади занятой топливом и таким образом увеличение площади прозоров свыше  $\frac{1}{4}$  является бессмысленным. Впрочем, потеря от просыпания топлива сквозь прозоры решетки в заводских печах представляет довольно малую величину по сравнению с другими потерями тепла (отличие от топок для паровых котлов), и потерей этой обыкновенно пренебрегают.

Если взято другое отношение  $(\text{не } \frac{1}{2}) \frac{S_{\text{проз.}}}{S_{\text{реш.}}}$ , то печь следует рассчитывать, исходя из данных отношения  $\frac{S_{\text{п. п.}}}{S_{\text{реш.}}} = 0,225 - 0,25$  и  $\frac{S_{\text{в.}}}{S_{\text{реш.}}} = 0,08 - 0,1$ , так как на  $m^2$  решетки сжигается почти то же количество топлива, будет ли отношение  $\frac{S_{\text{проз.}}}{S_{\text{реш.}}} = \frac{1}{2}$  или  $\frac{1}{5}$ .

Объем топки на 100 кг топлива в 1 час по Крупскому:

Наименование топлива.	Объем топки в $m^3$ на 100 кг топлива в час.
Каменный уголь . . . . .	0,25 — 0,29
Бурый уголь . . . . .	0,43 — 0,50
Твердые древесные породы . . . . .	0,43 — 0,50 <sup>2)</sup>
Торф и обыкновенные дрова . . . . .	0,65 — 0,75

<sup>1)</sup> Площадь вылета для дров должна быть в 1,25 раз больше, так как газы каменного угля охлаждаются с  $1920^\circ$ , а дровяные с  $1535^\circ$ .

<sup>2)</sup> Лучше делать больше, чем указывает Крупский, а именно от 0,48 до 0,55.



Крупский считает данные для объема топки (или зависящей от него глубины колосниковой решетки) лишь весьма приблизительными и советует после постройки печи окончательно устанавливать его опытным путем, повышая или понижая положение колосниковой решетки. Гидравлический метод расчета дает возможность более точно подойти к этому размеру, но лишь с одной стороны — с точки зрения создания необходимого напора для движения газов в печи. Со стороны же большего или меньшего окончания реакции горения в топке гидравлический метод не дает ничего, поэтому по возможности следует согласовать объем топки, получаемый гидравлическим методом, с объемом, даваемым Крупским, в особенности, если первый больше последнего. Способ согласования будет указан на примере. К данным Крупского следует прибавить количество каменного угля, сжигаемого в час на  $m^2$  площадь решетки = 100 — 200 кг; торфа 150 — 250; дров 200 — 300; кокса — 50. Толщина слоя топлива: дров 350 — 500; кокса 200 — 300; торфа 300 — 400; сухого каменного угля 150 — 250; полужирного 100 — 150; жирного 50 — 100, в зависимости от крупности кусков и засоряемости колосников шлаками.

**24. Пример расчета.** Пусть, например, нужно спроектировать маленькую печь на 5 тонн на дровах для плавки чугуна для литья. Расплавление и перегрев при установившемся ходе 4 часа, т.е. в 1 сек. расплавляется  $\frac{5000}{4 \times 3600} = 0,3472 \text{ кг} = 0,35 \text{ кг}$  чугуна, перегретого до  $1330^\circ \text{Ц}$  или  $1603^\circ \text{абс. Т.}$

1) Количество тепла на расплавление и перегрев чугуна и шлака (полезный расход). Полагая металлургический угар чугуна 1,5%, количество расплавленного чугуна будет:  $0,3472 \cdot 0,985 = 0,342$ . Количество тепла, уносимое чугуном  $Q'_{\text{чуг.}} = (0,18 \cdot 1200 + 0,25 \cdot 130 + 23) \cdot 0,3420$ , где 23 есть скрытая теплота плавления серого чугуна (по Грюнеру), а количество затраченной теплоты  $Q_{\text{чуг.}} = (0,18 \cdot 1200 + 0,25 \cdot 130 + 23 - 0,127 \cdot 12) \cdot 0,342 = 92,60 \text{ кал.}$  Количество теплоты на нагревание шлака, в колич. 4% от веса чугуна, до  $1330^\circ$  („Ж. Р. М. О.“, 1910 г., ч. II, стр. 610)  $Q_{\text{шл.}} = \{(0,175 + 0,00007 t) t - 0,17 \cdot 12^2\} + 50^3 \cdot \frac{0,342 \cdot 4}{100} = 5,63$ .

Полагая, что реакции сгорания чугуна и образования шлака дадут  $\sim 44$  кал. на 1 кг чугуна, найдем полезный расход тепла =  $92,60 + 5,63 - 44 \cdot 0,342 = \sim 83,2 \text{ кал.}$

2) Количество и состав газов из 1 кг дров.

а) Состав березовых дров с 20% воды:

C    H<sub>2</sub>    O<sub>2</sub>    H<sub>2</sub>O    N<sub>2</sub>    золы?

40 + 4,8 + 34,5 + 20 + 0,3 + 0,4 = 100%

<sup>1)</sup> Теплоемкость чугуна  $0^\circ - 50^\circ$  может быть принята = 0,127, откуда тепло, приносимое чугуном, нагретым на  $12^\circ = 0,127 \cdot 12$ .

<sup>2)</sup> Теплоемкость при  $12^\circ$  для бессемеровского шлака = 0,17 („Ж. Р. М. О.“, 1912, стр. 435). Принимаем ту же теплоемкость и для данного шлака.

<sup>3)</sup> Скрытая тепл. плавления шлака (Hütte, „Taschenbuch für Eisenhüttenleute“, 1910 г., стр. 30).



По Менделееву  $Q_{\text{раб.}} = 81.40 + 300.4,8 - 26.34,5 - 6(20 + 4,8,9) = 3404 \text{ кал.}$ ,  
по формуле И. П. Залесского  $Q_{\text{раб.}} = 81,4 \times 40 + \left(\text{H}_2 - \frac{\text{O}_2}{16}\right) 287,4 + 21,6 \text{ S} +$   
 $- 6,2 \text{ O}_2 - 6(20 + 4,8,9) = 3422 \text{ калор.}$ , т.-е. несколько (на 0,5%) более, чем у  
Менделеева, что ближе к истине<sup>1)</sup>.

б) Теоретич. колич.  $\text{O}_2$  на 1 кг дров:

$$\left(\frac{8}{3} \cdot 40 + 8,4,8 - 34,5\right) : 100 = 1,106 \text{ кг.}$$

в) Теоретич. колич. воздуха на 1 кг дров, при составе воздуха:

$\text{O}_2$	$\text{N}_2 + \text{Ar}$	$\text{H}_2\text{O}$	$\text{CO}_2$
22,9	+ 76,21	+ 0,84	+ 0,05 = 100 по весу.
20,63	+ 78,06	+ 1,28	+ 0,03 = 100 по объему.

определится  $\frac{1,106 \cdot 100}{22,9} = 4,83 \text{ кг}$  и в нем  $\text{N}_2 = 3,681$ ;  $\text{H}_2\text{O} = 0,041$ ;

$\text{CO}_2 = 0,002 \text{ кг}$  уд. веса воздуха такого состава 1,287.

г) Добавочное колич. воздуха на 1 кг дров.

Так как работа будет вестись без стремительного остужения газов и так  
как нужно под конец иметь для дров очень высокую температуру, то большого  
избытка воздуха быть не должно, и мы его можем принять в 40% сверх тео-  
ретического, т.-е. общее количество воздуха будет  $6,762 \text{ кг}$  или  $\frac{6,762}{1,287} =$   
 $= 5,254 \text{ м}^3$  и в нем  $\text{O}_2 + \text{N}_2 + \text{H}_2\text{O} + \text{CO}_2$

(теоретич.)  $1,106 + 3,681 + 0,041 + 0,002 = 4,830 \text{ кг.}$

(добавочн.)  $0,442 + 1,473 + 0,016 + 0,001 = 1,932 \text{ кг.}$

всего . . .  $1,548 + 5,154 + 0,057 + 0,003 = 6,762 \text{ кг.}$

д) Колич. газов на 1 кг дров (объем при  $273^\circ \text{ абс.}$  Т и 760 мм. баром.).

Колич.	$\text{CO}_2 = \frac{40}{100} \cdot \frac{44}{12} + 0,003$	$= 1,470 \text{ кг}$	или	$\frac{1,47}{1,97} = 0,746 \text{ м}^3$
"	$\text{H}_2\text{O} = \frac{4,8,9}{100} + 0,2 + 0,057$	$= 0,689 \text{ кг}$	или	$\frac{0,689}{0,814} = 0,848 \text{ м}^3$
"	$\text{N}_2 = 5,154 + 0,003$	$= 5,157 \text{ кг}$	или	$\frac{5,157}{1,257} = 4,103 \text{ м}^3$
"	$\text{O}_2 = \dots \dots \dots$	$0,442 \text{ кг}$	или	$\frac{0,442}{0,429} = 0,309 \text{ м}^3$
<hr/>				
Итого газов . . . . . $7,758 \text{ кг}$ или . . . $6,006 \text{ м}^3$				

<sup>1)</sup> По формуле Менделеева 1 кг клетчатки дает 4190 кг, по формуле И. П. Залесского 4198, что более правильно. Отсюда и теплосмкость дров по формуле И. П. Залесского точнее.



Вес  $m^3$  газов при  $27,3^\circ$  абс. Ти 760 мм воды  $\gamma_0 = \frac{7,758}{6,006} = 1,292$ , т.-е. больше, чем вес  $m^3$  воздуха в 1,0038 раз или  $\gamma_0 = 1,287 \times 1,0038$ , из  $1 m^3$  воздуха получается газов  $\frac{6,006}{5,255} = 1,143 m^3$ .

е) Теоретическая температура горения.

Теплоемкость дыма возьмем при  $1540^\circ$  Ц, и тогда, согласно найденным из соответствующих формул теплоемкостям составных частей дыма, полученного из одного килогр. дыма, найдем:

0,746 $m^3$ $CO_2$	унесут тепла:	0,746 . 0,5356 . 1540 = 0,39956 . 1540
0,848 $m^3$ $H_2O$	" "	0,846 . 0,4261 . 1540 = 0,36048 . 1540
4,103 $m^3$ $N_2$	" "	4,103 . 0,3292 . 1540 = 1,35071 . 1540
0,309 $m^3$ $O_2$	" "	0,309 . 0,3381 . 1540 = 0,10473 . 1540
6,006 $m^3$ дыма	унесут тепла	2,21548 . 1540

$$\text{Теплоемкость } 1 m^3 \text{ газов} = \frac{2,21548}{6,006} = 0,369.$$

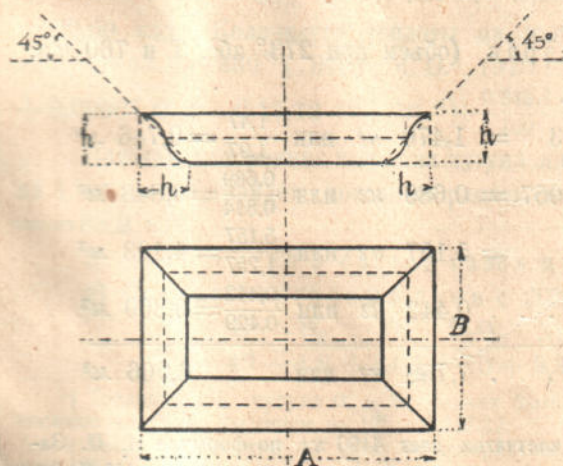
Так как теплопроизводительность топлива = 3422 калор., то теоретическая т-ра горения =  $\frac{3422}{2,21548} = 1545^\circ$  Ц.

Вычисленная т-ра лишь на  $5^\circ$  превышает т-ры, при которых взяты теплоемкости, поэтому мы безошибочно можем принять теоретическую т-ру горения =  $1544^\circ$  Ц.

Если бы между обеими т-рами получилась большая разница, то следовало бы повторить расчет, задавшись теплоемкостями, при только что вычисленной т-ре, пока обе т-ры не сблизились бы.

3) Размер площади пода. Толщина слоя расплавленного чугуна для самых маленьких печей не должна быть менее 0,15 м и, напр., для

печи в 1 тонну, садки ее уже лучше сделать не меньше 0,20 м, иначе чугун будет сильно окисляться. Если принять, что с увеличением садки на 1 тонну толщина слоя должна быть увеличена на 0,01 м, то у печи в 5 тонн толщина слоя будет  $0,20 + 0,01 \times 4 = 0,24$ , или округляя 0,25 м. Более 0,4 м толщину слоя делать не приходится, так как при слишком большой толщине чугун труднее перегреть. Если принять, что края ванны скашиваются под  $45^\circ$ , то объем ванны (фиг. 19)  $v =$  сред-

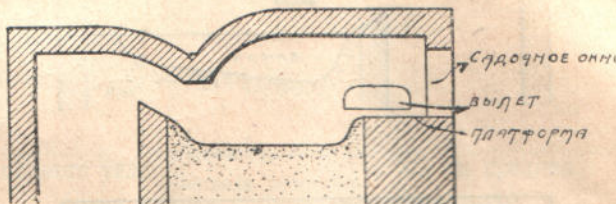


Фиг. 19.



ней площади  $\times h = (A - h)(B - h)h$ ; если принять, что  $A = 2 = 2x$ , то получим  $v = \{(2x - h)(x - h)h\} \text{ м}^3$ , если  $1 \text{ м}^3$  расплавленного чугуна весит  $6900 \text{ кг}^{-1}$ , то всего находящегося в ванне расплавленного чугуна будет  $v \cdot 6900 = \{(2x - h)(x - h)h \cdot 6900\} \text{ кг}$ . Этот вес должен быть равен весу садки чугуна  $= 5000 \text{ кг}$ . или  $(2x - h)(x - h) = \frac{5000}{h \cdot 6900} = 2,9$  или, при  $h = 0,25$ ,  $2x^2 - 0,75x - 2,275 = 0$ ; откуда  $B = x = 1,27$  и  $A = 2x = 2,55$  и площадь ванны  $= 1,27 \times 2,55 = 3,24 \text{ м}^2$ .

Условия работы таковы, что если при погрузке свежего чугуна в печь мы его забросим на самый низ пода, то этот последний, будучи прикрыт слоем холодного чугуна, будет плохо прогреваться и расплавившийся чугун, спустившийся на холодный под и смешавшийся с самыми нижними, наименее нагретыми кусками нерасплавленного чугуна, застынет на поду. Между тем, застывший на поду металл (всегда покрытый шлаками) требует очень большого времени для своего расплавления, так как передача теплоты идет лишь с верхней поверхности, а застывший шлак, прикрывающий чугун, очень мало теплопроводен. Вследствие этого загружать чугун нужно так, чтобы хотя бы нижняя часть ванны оставалась свободной и чтобы загруженный чугун не закрывал газам путь к низу ванны.



Фиг. 20.

Лучше всего для быстрого расплавления снабжать под платформой для загружаемого холодного чугуна (загрузочные камеры), при чем располагать платформу так, чтобы загруженный чугун не закрывал газам дорогу к вылету.

Американцы для этой цели располагают платформу, как указано на фиг. 20. Но при таком устройстве, пока печь не разогреется, к расплавляемому чугуну будут подходить лишь наиболее охлажденные газы, так как чугун находится в конце печи и это обстоятельство, с своей стороны, будет тоже влиять на замедление хода расплавления; поэтому выгоднее, по нашему мнению, располагать платформу и ванну, как указано на фиг. 21.

Для образования загрузочной платформы увеличим площадь пода в 1,5 раза.

Если длину пода сделать в 1,5 раза более ширины, то размеры пода будут: ширина  $= \sqrt{\frac{3,24 \cdot 1,5}{1,5}} = 1,8 \text{ м}$ ; длина  $= 1,8 \cdot 1,5 = 2,7 \text{ м}$ . Для возможности уместить в рабочей камере вылет, удлиним под на  $1/2 \text{ м}$ . Отсюда размеры пода в окончательном виде будут:  $1,8 \times (2,7 + 0,5) \text{ м}^2 = 5,76 \text{ м}^2$

<sup>1)</sup> *Hütte, T. „Taschenbuch für Eisenhüttenleute“, 1910 г., стр. 6.*



## 4) Приблизительные размеры площади решетки.

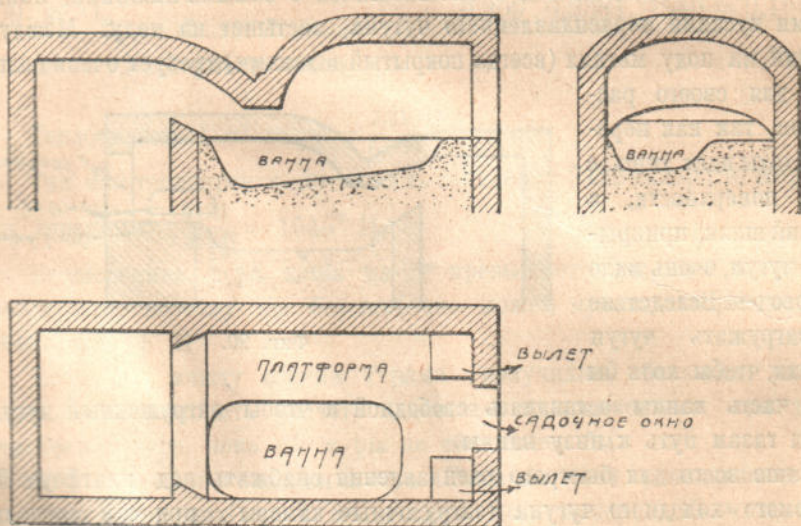
## А) По коэффициенту полезного действия:

Для подобных печей, при установившемся ходе печи,  $\eta = 14 - 15\%$ ; можно принять  $\eta = 14\%$ . Количество полезного тепла в сек. нами определено  $= 83,2$ ), откуда:

## а) Количество тепла, выделяемого топливом

$$= \frac{8320}{14} = 594 \frac{\text{калор.}}{\text{сек.}} \text{ и колич. топлива} = \frac{594}{3422} = 0,174 \frac{\text{кг}}{\text{сек.}},$$

где 3422 есть теплопроизводительное топливо.

б) Часовая потребность топлива  $= 0,174 \cdot 3600 = 626 \frac{\text{кг}}{\text{час.}}$ 

Фиг. 21.

в) Площадь решетки определится полагая сжигание  $200 \frac{\text{кг.}}{1 \text{ час}}$  дров: на  $\text{м}^2$  решетки  $\frac{626}{200} = 3,13 \text{ м}^2$ .

При длине дров 1 саж.  $= 2,13 \text{ м}$  линейные размеры решетки будут: длина  $= 2,13 + 10\%$  от  $2,13 = 2,34 \text{ м}$ ; ширина  $= \frac{3,13}{2,34} = 1,34$ ;

$$2,34 \times 1,34 = 3,136 \approx 3,14 \text{ м}^2.$$

## Б) По способу В. Грум-Гржимайло:

## а) Емкость рабочего пространства, занятого газами—

1) Собственно говоря, коэффициент полезного действия печи есть отношение полезный расход тепла / все тепло, полученное печью; между тем 83,2 есть полезный расход минус тепло, выделенное реакцией. Для расчета мы приняли число 83,2, но зато и  $\eta$  принимаем наименьшее. В виду желания получить приблизительные данные, это особого значения не имеет.



определился, полагая высоту свода над уровнем ванны = 1 м, что удобно и для работы в печи и для ее ремонта. При высоте стрелки свода =  $\frac{1}{6}$  ширины.

Геометрическим подсчетом получим емкость рабочего пространства около 5,1 м.

б) Падение температуры:  $1544 - 1400 = 144^\circ \text{ Ц.}$

в) Время пребывания газов:  $\frac{144}{180} = 0,8 \text{ сек.}$

г) Секундное количество потребных газов:  $\frac{5,1}{0,8} = 6,375 \text{ м}^3 \text{ при } 1400^\circ + 273^\circ = 1673^\circ \text{ абс. Т или } \frac{6,375 \cdot 273}{1673} = 1,04 \text{ м}^3 \text{ при } 0^\circ \text{ Ц. и нормальном давлении.}$

д) Потребное количество топлива:  $\frac{1,04}{6,006} = 0,173 \frac{\text{кг}}{\text{сек.}}$  или  $0,173 \times 3600 = 622,8 \frac{\text{кг.}}{\text{час.}}$

е) Откуда площадь решетки:  $\frac{622,8}{200} = 3,114 \text{ м}^2.$

В) По Крупскому:

а) Отношение для каменного угля  $\frac{\text{Площадь пола}}{\text{Площадь решетки}} = 3,5 \text{ (в среднем).}$

б) " " дров "  $= \frac{3,5}{2} = 1,75.$

в) Площадь решетки  $= 5,76 : 1,75 = 3,29 \text{ м}^2.$

По всем трем способам мы получили довольно близкие данные для предварительных приблизительных подсчетов.

Примем площадь решетки согласно первому расчету  $= 3,14 \text{ м}^2.$

Нанесем все полученные размеры на клетчатую бумагу (фиг. 22), при чем ширину порога сделаем в 2 кирпича, что с глиняной кладкой дает размер 480 мм.

Определим по Крупскому все остальные размеры печи и нанесем их тоже на наш чертеж на клетчатой бумаге.

5) Площадь пояса порога  $= 0,25$  площади решетки. Отсюда  $3,14 \times 0,25 = 0,785^2$ , что при ширине 1,8 м и стрелке свода 0,3 м дает высоту в шельге 0,5 м.

Отложив из А высоту 0,5 м и проведя через точку В линию до середины ванны, получим направление свода пояса порога. Линия DA параллельна СВ. Измеренное транспортиром, направление факела дало  $\alpha = 30,5^\circ.$

6) Объем топки. На каждые 100 кг дров в час требуется  $0,75 \text{ м}^3$  объема топки, отсюда на 626 кг потребуется  $6,26 \times 0,75 = 4,7 \text{ м}^3.$

7) Глубина топки. При площади сечения топки  $= 3,14 \text{ м}$  высота топки получится  $= \frac{4,7}{3,14} = 1,5 \text{ м}$ , а так как свод не представляет горизонтальной плоскости, а имеет стрелку  $= 0,2 \text{ м}$ , то глубина колосников от свода  $= 1,55 \text{ м}.$







Нанесем все эти данные на наш чертеж на клетчатой бумаге (фиг. 22) и получим (при кладке в 1 кирпич  $= 0,23$  м, а вместе с глиняным швом  $= 0,24$  м), вполне законченный чертеж, который теперь нам остается проверить тепловым балансом и гидравлическим расчетом.

### Баланс тепла в печи.

#### А. Предварительные данные.

Разобьем печи на участки с различной средней т-рой и различными коэффициентами охлаждения. Охлаждением в поддувале мы пренебрежем.

1) Топка от колосников до верхнего уровня дров. Полагая толщину слоя 470 мм и  $t$  вверху дров на  $200^\circ$  ниже, чем в плавильном пространстве, или  $1400 - 200 = 1200^\circ$  Ц, а внизу топки  $300^\circ$  Ц, получим среднюю т-ру в пределах высоты загрузки  $= \frac{1200 + 300}{2} = 750$ , но так как развитие т-ры идет весьма быстро, то действительная средняя т-ра будет несколько выше. Примем ее  $= 800^\circ$  Ц. Поверхность охлаждения

$$= \left\{ \frac{2,34 + 0,46}{2,8} + \frac{2(1,34 + 0,46)}{3,6} + \frac{(2,340 + 0,460 - 2,26)}{0,54} \right\} 0,5 = 6,94 \cdot 0,5 = 3,47 \text{ м}^2.$$

$\frac{\lambda_0}{\delta} = \frac{0,7}{0,23}$ ;  $\left[ \frac{Q}{\text{м}^2 \text{ 1 час}} \right] = \left( \frac{\lambda_0}{\delta} \right)^\psi (800 - 10) = 2110$ . Здесь  $\delta$  есть толщина стен печи в метр. и  $\lambda_0$  есть теплопроводность, которая для кирпича  $= 0,7$ .

2) Топка над дровами: а) вертикальн. стена:  $6,94 \cdot 1,35 = 9,37 \text{ м}^2$

$$t_{\text{сред.}} = \frac{1200 + 1300}{2} = 1250;$$

$$\frac{Q}{\text{м}^2 \text{ 1 час}} = \left( \frac{\lambda_0}{\delta} \right)^\psi (1250 - 10) = 3530.$$

б) Свод над дровами. Поверхн.  $= \frac{\pi r^2}{180} \cdot 2,8 = 3,14 \cdot 1,4 \cdot \frac{52}{180} \cdot 2,8 = 3,56 \text{ м}^2$ ;  $t = 1300$ ;  $T_{\text{абс}} = 1300 + 273 = 1573$ ,

$$\frac{Q}{\text{м}^2 \text{ 1 час}} = \left( \frac{\lambda_0}{\delta} \right)^\psi (1300 - 10) = 3690.$$

3) Рабочее пространство и пояс порога: а) Вертикальн. стенки: поверхн.  $= (3,66 \times 2 + 2,26) \times 1,2 = 11,5$ . б) Своды:  $\frac{\pi r^2}{180} \cdot 3,66 = 7,9 \text{ м}^2$ .  
Вся поверхность  $= 11,5 + 7,9 = 19,4 \text{ м}^2$ .



Температура сейчас после загрузки  $600^{\circ}\text{Ц}$ , время до начала расплавления 1 час; средняя т-ра за этот час  $\frac{600 + 1200}{2} = 900^{\circ}\text{Ц}$ . Расплавление продолжается  $2\frac{1}{4}$  ч.; средняя т-ра за это время постоянна и  $= 1200^{\circ}\text{Ц}$ . Перегрев длится  $\frac{3}{4}$  часа и средн. т-ра печи за это время  $= \frac{1200 + 1400}{2} = 1300^{\circ}$ . Средняя т-ра печи за весь период  $= \frac{900 \cdot 1 + 1200 \cdot 2,25 + 1300 \cdot 0,75}{4} = 1120^{\circ}\text{Ц}$  или  $1393^{\circ}$  абс. Т.

$$\frac{Q}{\text{м}^2 \text{ 1 час}} = \left(\frac{\lambda_0}{\delta}\right)^{\psi} (1120 - 10); \psi = 0,932 \text{ и } \frac{Q}{\text{м}^2 \text{ 1 час}} = 3160.$$

Мы приняли для упрощения расчета весь свод цилиндрическим с одинаковой высотой стрелки и высоту стенок камеры рабочего пространства также всюду одинаковую, равную высоте стенок плавильной камеры, полагая, что преуменьшение на потере у сводов покроется преувеличением потери у вертикальных стен.

Б. Потеря тепла через стенки в 1 час.

$$Q_{\text{час}} = 3,47 \cdot 2110 + 9,37 \cdot 3530 + 3,56 \cdot 3690 + 19,4 \times 3160 = 7321,7 + 33076,1 + 13136,4 + 61304 = 176142 \text{ калор.}$$

В. Потеря с продуктами горения.

Количество продуктов горения из 1 кг дров  $= 6,006 \text{ м}^3$ .

Если мы приняли среднюю температуру всей печи за время одной плавки  $= 1120^{\circ}\text{Ц}$ , то за тот же период времени средняя т-ра отходящих газов, оставляющих печь, в самом ее холодном месте не может быть выше  $1150^{\circ}$ . Мы примем ее  $1150^{\circ}\text{Ц}$ .

Определение средней теплоемкости продуктов горения при  $1150^{\circ}$ , выведенное из взятых у М. Павлова теплоемкостей при этой т-ре, составляющих продукты горения газов, дает  $C_{\text{сред.}} = 0,3935$  на 1  $\text{м}^3$  газа.

Если количество топлива, сжигаемого в 1 час.  $= x$ , то количество газов  $= 6,006 x$  (так как из одного кг топлива получается  $6,006 \text{ м}^3$  газа) и количество тепла, теряемое с продуктами горения в 1 час.  $= 6,006 \cdot 0,3935 \cdot 1150 x = 2712 x$ .

Г. Баланс тепла и определение количества топлива, требуемого в 1 час.

Весь расход тепла  $=$  всему приходу тепла:

$$Q_{\text{часов расход}} = 98,23^1) \cdot 3600 + 176140 + 2712 x = Q_{\text{часов, приход}} = x 3422^2) +$$

1) На нагревание чугуна и шлака в 1 сек.

2) Теплопроизводительность топлива.



+ 15,05<sup>1)</sup> · 3600; откуда  $x = \frac{475590}{710} = 670$  <sup>2)</sup> кг в час. или  $\frac{670}{3600} = 0,186$  кг в секунду.

Коэффициент полезного действия, при установившемся ходе печи, будет  $\eta = \frac{98,23 \cdot 3600 \cdot 100}{3422 \cdot 670} = 15\%$ .

Объем воздуха в 1 сек.  $= \frac{670 \cdot 5,254}{3600} = 0,976$  м<sup>3</sup>.

Объем печных газов в 1 сек.  $= \frac{670 \cdot 6,006}{3600} = 1,118$  м<sup>3</sup>.

Окончательный размер площади решетки. На м<sup>2</sup> площади решетки в час сжигается 200 кг дров и для сжигания 670 кг потребуется площадь решетки:  $\frac{670}{200} = 3,35$  м<sup>2</sup>, т.е., весьма близко к рассчитанной нами по Крупскому.

Температура воздуха внизу колосников 400° абс. Т. и при входе в дрова 500° или в среднем 450° абс. Т. (177° Ц). Отсюда объем воздуха, проходящего через колосники, будет  $\frac{0,976 \cdot 450}{273} = 1,6$  м<sup>3</sup>. При площади прозоров  $= \frac{1}{5}$  от площади решетки скорость воздуха в прозорах будет  $\frac{1,6 \cdot 5}{3,335} = 2,4$   $\frac{\text{мет.}}{\text{сек.}}$ .

Чтобы печь работала правильно, нужно эту скорость 2,4 м. создать в топке помощью соответствующего напора.

Можно поступить и обратно: задаться определенной скоростью (которую мы и создадим помощью образования соответствующего напора в топке) и по этой скорости определить площадь решетки. Сделаем в прозорах нашей решетки скорость 2,5 м в сек. Объем воздуха, проходящего в 1 сек. через прозоры нашей решетки  $= \frac{0,976 \cdot 450}{273}$  м<sup>3</sup>; отсюда при скорости 2,5 м площадь прозоров  $= \frac{0,976 \cdot 450}{273 \cdot 2,5}$  м<sup>2</sup>, а площадь решетки  $= \frac{0,976 \cdot 450 \cdot 5}{273 \cdot 2,5} = 3,21$  м<sup>2</sup>, что при длине 2340 мм дает ширину 1370 мм. Примем скорость в 2,5 м за исходную и новый полученный вследствие этого размер топki нанесем на

1) Количество тепла, выделяющегося в 1 сек. от выгорания примесей чугуна (стр. 46 — секундное количество тепла, получаемое от сгорания чугуна = 44 · 0,342 = 15,05 калор.).

2) 670 кг в час есть расход топлива при установившемся ходе печи, т.е. когда она уже вполне разогрета. Так как литейные работают периодически, при чем ежедневно печь приходится разогревать сызнова, то для определения действительного расхода топлива необходимо прибавить количество топлива на разогрев печей. Считая: объем кладки  $\approx 12,5$  м<sup>3</sup>; вес м<sup>3</sup> кладки  $\approx 2200$  кг, среднюю температуру нагрева  $\frac{1400}{2} = 700^\circ$ , теплоемкость кирпича при 700° Ц = 0,255, найдем потребность в теплоте:  $12,5 \cdot 2200 \cdot 0,255 \cdot 700 = \approx 5000000$  калор. и топлива потребуется  $\frac{5.000.000}{3422} = \approx 1500$  кг ежедневно сверх количества, потребного собственно на плавку. К этому нужно прибавить еще количество топлива, расходуемого во время простоя печи, при загрузке и выпусках чугуна.



наш клетчатый чертеж пунктиром. При данном размере топки на  $1 \text{ м}^2$  ее решетки будет сжигаться дров  $\frac{670}{3,21} = 209 \text{ кг}$ .

### Количество и размер колосников.

По длине топки 2,34 м лягут один за другим 2 ряда колосников, ~~каждый~~ длиной 1,1 м и высотой 0,15 м. Для того чтобы иметь площадь прозоров  $= \frac{1}{5}$  площади всей решетки, возьмем толщину колосника  $= 0,04 \text{ м}$  и ширину прозора 0,01 м. Вследствие этого в каждом ряду колосников расположится  $1374 : (0,04 + 0,01) = 1374 : 0,05 = 27$  колосников. Всего колосников будет  $27 \times 2 = 54$  шт.

Размер отверстия для входа воздуха в поддувало.

Ширина  $= 1,371 \text{ м}$ ; высота  $= 0,8 \text{ м}$ ; площадь  $= 1,371 \times 0,8 = 1,1 \text{ м}^2$ .

Теперь перейдем к гидравлическому расчету.

### Гидравлический расчет.

Если газы движутся в топке самотягой, т.-е. исключительно вследствие давлений и разрежений, образуемых в ней самой во время горения топлива, без применения каких-либо аппаратов, вгоняющих воздух в топку (воздуходувки, вентиляторы) или высасывающих газы из топки (тяга трубы, всасывающие вентиляторы), то топку можно разделить на две части, из которых одна — нижняя — снизу до верхнего уровня топлива, работает разрежением, получаемым в верхней — от верхнего уровня топлива до пояса порога.

Вторая — верхняя часть топки — протягивает газы через нижнюю часть и вгоняет их через пояс порога в рабочее пространство печи, служа таким образом напорной камерой или насосом. Задача гидравлического расчета заключается в расчете этого насоса или напорной камеры, чтобы она протянула через топку и доставила газы в рабочее пространство, именно то количество и в том направлении, которое требуется для данного процесса. Вследствие этого необходимо рассчитать все сопротивления движению газов как протягиваемых, так и движущихся в самой напорной камере и вгоняемых в рабочее пространство.

#### 1. Сопротивления от изменения скорости по величине и направлению.

1) Сопротивление протягиванию газов через часть топки, загруженной дровами, и потребный напор. Так как здесь газы протягиваются, то они, при переходе из узкого сечения в широкое, не будут заполнять последнее полностью, а потекут в нем отдельными струями



в неподвижном мертвом пространстве <sup>1)</sup>, так что с некоторым приближением можно принять потребность в напоре для требуемого количества проходящих через топку газов равным напору, потребному для количества газов, проходящих через самое узкое сечение.

Определим самое узкое сечение или, другими словами, то, в котором газы должны иметь наибольшую скорость, чтобы пройти в достаточном количестве.

Свободные сечения в дровах. Если вес  $m^3$  березовых дров = 350 кг, то  $m^3$  тех же дров, заброшенных в топку, должен весить меньше процентов на 20, так как при забрасывании в топку невозможна правильная укладка. Удельный вес березовых дров = 0,64, т. е. вес  $1 m^3$  сплошной массы = 640 кг.

Отсюда объем промежутков в  $1 m^3$  дров в топке будет  $\frac{640 - 280}{640} = 0,5625 m^3$  и сплошной массы  $0,4375 m^3$ . Значит, средняя площадь прозоров между дровами на каждый  $m^2$  будет  $0,5625 m^2$ . Отсюда на  $3,21 m^2$  нашей площади топки средняя площадь промежутков будет  $0,5625 \times 3,21 = 1,8 m^2$ . В объеме  $2,13 m^3 = (2,13^2) \times 1 \times 1 m^3$  будет иметь сплошной массы  $0,4375 \times 2,13 = 0,9319 m^3$ .

Если принять средний диаметр полена  $0,13 m$ . ( $0,15$  в комле и  $0,11$  в вершине), то каждое полено имеет объем  $0,02826 m^3$  и значит число поленьев в  $2,13 m^3$  дров будет  $0,9319 : 0,02826 = 32,98$  или по ширине в  $1 m$ , а также и по высоте в  $1 m$ , расположатся по  $\sqrt{32,98} = 5,74$  полена. Отсюда по ширине нашей топки  $1,370 m$  расположатся  $5,74 \cdot 1,370 = 7,9$  поленьев и по высоте в  $0,5 m$   $5,74 \times 0,5 = 2,9$  поленьев.

$7,9$  поленьев, уложенные в ряд, займут площадь  $0,13 \cdot 2,13 \times 7,9 = 2,19 m^2$ , и в нашей топке останется свободной  $3,21 - 2,19 = 1,02 m^2$ . Таким образом минимальное сечение, через которое должны будут проходить газы, =  $1,02 m^2$ , округляя —  $1 m^2$ .

Если среднее сечение =  $1,8 m^2$ , а минимальное =  $1,00 m^2$ , то максимальное =  $1,8 + (1,8 - 1,00) = 2,6 m^2$ .

Давление для покрытия изменений в скоростях для нижней части топки.

1) В самом верхнем слое дров газы будут иметь  $T = 1200 + 273 = 1473^\circ$ .

Объем газов при  $0^\circ C$   $1,118 m^3$  в сек., а при  $1473^\circ$  абс.  $T - Q_T = \frac{1,118 \cdot 1473}{273}$ ;

уд. в.  $\gamma_T = \frac{1,292 \cdot 273}{1473}$ , скорость  $W = \frac{1,118 \cdot 1473}{273 \cdot 1}$ . Эта скорость, получаемая в минимальном сечении верхнего слоя дров, больше скорости в колосниковой решетке и потому наибольшая. Вследствие этого давление на протягивание газов через

<sup>1)</sup> Фактически вследствие нагревания газов мертвого пространства они будут подниматься вверх и смешиваться с протягиваемыми газами, заступая их место в токе струи, а также увлекаться движущимися газами вследствие трения.

<sup>2)</sup>  $2,13$  есть длина дров.



нижнюю часть топки выразится давлением для протягивания газов через минимальное сечение в дровах и требуемое давление будет:  $\delta_1 \text{ треб.} = \frac{W^2}{2g} \gamma_T = \frac{1,118^2 \cdot 1,292 \cdot 1473}{273 \cdot 2g \cdot (1)^2} \frac{\text{кг}}{\text{м}^2}$ . Если вышеуказанное давление будет так или иначе дано, то газ потечет в нижней части топки с требуемой скоростью и с этой скоростью и, значит, с вышеуказанным давлением вольтется в напорную камеру.

2) Сопротивление в напорной камере. В напорной камере количество газа  $Q_T = \frac{1,118 (1254 + 273)}{273} = \frac{1,118 \cdot 1527}{273}$ , удельный вес  $\gamma_T = 1,292 \frac{273}{1523}$ ,  $\omega = 3,21$ ;  $\delta_2 = \frac{1,118^2 \cdot 1,292 \cdot 1527}{273 \cdot 2g \cdot 3,21^2}$ ; затем газ при  $T = 1300 + 273 = 1573^\circ$  должен сделать оборот на  $90^\circ$ , для чего потребуется давление  $\delta_2 = \frac{1,118^2 \cdot 1,292 \cdot 1573}{273 \cdot 2g \cdot 3,21^2}$ . Все сопротивление будет  $\delta_2 \text{ треб.} = \frac{1,118^2 \cdot 1,292 (1573 + 1527)}{273 \cdot 2g \cdot (3,21)^2}$ . Но газ вольтется в напорную камеру уже с некоторым давлением, полученным по выходе из верхнего слоя дров согласно вышесказанному. Это давление вследствие большей площади в напорной камере против минимального сечения в дровах в отношении  $\frac{1}{3,21}$  преобразуется в последней в:  $\delta'_2 = \frac{1,118^2 \cdot 1,292 \cdot 1473}{273 \cdot 2g \cdot 3,21} \frac{\text{кг}}{\text{м}^2}$ . Это давление больше требуемого в напорной камере, в которой поэтому получится избыток давления

$$\delta_2 \text{ избыт.} = \frac{1,118^2 \cdot 1,2917}{273 \cdot 2g \cdot 3,21} \left( 1473 - \frac{1573 + 1527}{3,21} \right) \frac{\text{кг}}{\text{м}^2}.$$

С этим избыточным давлением газ вольтется в пояс порога.

3) Сопротивление в поясе порога.

При данном сечении пояса порога ( $0,785 \text{ м}^2$ ) нам необходимо, чтобы газы текли со скоростью  $W = \frac{Q_T}{\omega} = \frac{1,118 \frac{1673}{273}}{0,785} = 8,73 \frac{\text{м}}{\text{сек.}}$

При данной скорости  $\left( 8,73 \frac{\text{м}}{\text{сек.}} \right)$  и данном угле наклона факела ( $\alpha = 30,5^\circ$ ),

глубина опускания факела определится по формуле:  $H = \frac{W^2 \sin^2 \alpha \gamma_0 T_{\text{неп.}}}{2g (\text{неп. } \gamma_0 T - \gamma_0 T_{\text{неп.}})}$ , где  $\gamma_0$  — вес  $\text{м}^3$  газа = 1,292,  $T_{\text{неп.}}$  есть  $t$ -ра лежащего на поде неподвижного газа, в который углубляется факел горения; мы зададимся целью, чтобы пламя лизало под уже при  $t$ -ре  $427^\circ$ , тогда  $T_{\text{неп.}} = 427 + 273 = 700^\circ \text{ абс. } T$ ; неп.  $\gamma_0$  есть удельный вес неподвижного газа при  $0^\circ$  и нормальном давлении = удельный вес воздуха = 1,287;  $\gamma_0$  есть вес  $\text{м}^3$  газа = 1,292 и  $T$  = абсолютная  $t$ -ра газа =  $1400 + 273 = 1673$ .

Вставив в формулу для  $H$  значения различных величин, получим:  $H = \frac{19,68 \cdot 1,292 \cdot 700}{19,62 (1,287 \cdot 1673 - 1,292 \cdot 700)} = 0,727 \text{ м}$ . Между тем нам требуется глубина опускания факела  $0,55 \text{ м}$  (см. фиг. 22), поэтому мы можем уменьшить скорость, чтобы не приходилось создавать излишнего давления.



Приняв высоту шельги свода 0,55 м вместо 0,5 м, получим, при стрелке свода 0,3 м, площадь сечения пояса порога 0,875 м<sup>2</sup>, требуемую глубину опускания факела  $0,55 + (0,55 - 0,5) = 0,6$  м, угол наклона факела  $\alpha = \infty 30^{\circ}40'$ ,  $\sin \alpha = 0,51$ .

При указанных условиях будем иметь:  $W = \frac{Q_r}{W} = 7,83 \frac{\text{м}}{\text{сек.}}$ , откуда, из вышеприведенной формулы  $H = \frac{W^2 \sin^2 \alpha \gamma_0 T_{\text{неп.}}}{(2g_{\text{неп.}} \gamma_0 T - \gamma_0 T_{\text{неп.}})}$ , определим  $H = 0,59$ , т.-е. лишь немногим более требуемого (0,55 м), к чему мы и должны были стремиться.

При таких обстоятельствах требуемое давление  $\delta_3 \text{ треб.} = \frac{1,118^2 \cdot 1,292 \cdot 1673}{2g \cdot 273 \cdot 0,875} \frac{\text{кг}}{\text{м}^2}$ , но по предыдущему газ войдет в пояс порога уже с некоторым давлением, приобретенным ранее  $\delta' = \frac{1,118^2 \cdot 1,292 (1473 \cdot 3,21 - 3096)}{273 \cdot 2g \cdot 3,21^2} \frac{\text{кг}}{\text{м}^2}$ , т.-е. не хватит

$$\delta_3 \text{ нехват.} = \frac{1,118^2 \cdot 1,292}{2g \cdot 273} \left( \frac{1673}{0,875^2} - \frac{1473 \cdot 3,21 - 3096}{3,21^2} \right) \frac{\text{кг}}{\text{м}^2}.$$

Если бы мы оставили скорость газов в поясе порога  $8,73 \frac{\text{м}}{\text{сек.}}$ , то нам пришлось бы соответственно ниже расположить колосниковую решетку, чтобы получить большее давление.

При этом получится больший объем топки, что может повлечь за собою более полное догорание газов в самой топке ранее их входа в рабочее пространство, отчего т-ра в рабочем пространстве понизится, а в топке повысится. В остальном действие печи не изменится.

#### 4) Сопротивление в рабочем пространстве.

Если принять среднюю тем-ру рабочего пространства  $1427^{\circ} \text{ Ц}$  или  $1427 + 273 = 1700^{\circ} \text{ абс. Т}$ , то требуемое давление для проведения газов через это пространство требуемого количества газов будет:  $\delta_4 \text{ треб.} = \frac{1,118^2 \cdot 1700 \cdot 1,292}{2g \cdot 273 \cdot 1,6^2} \frac{\text{кг}}{\text{м}^2}$ , где  $1,6 \text{ м}^2$  есть площадь сечения рабочего пространства.

Указанное давление более того, с каким газ вступит в рабочее пространство из пояса порога, и потому добавлять нам давления не придется.

#### 5) Общая потеря на изменение скоростей.

$$\delta_{\text{скор.}} = \frac{1,118^2 \cdot 1,292}{273 \cdot 2g} \left( 1473 + \frac{1673}{0,875^2} - \frac{1473 \cdot 3,21 - 3100}{3,21^2} \right) \frac{\text{кг}}{\text{м}^2}.$$

Когда с помощью напорной камеры топки газ в надлежащем количестве и с надлежащей скоростью будет доставлен до вылета печи, то этим исчерпывается все требуемое от напорной камеры, так как убрать дошедший до вылета газ есть дело трубы.

Но кроме сопротивлений от изменения скоростей в печи еще получаются сопротивления от трения газов о стенки печи.



Эти сопротивления тоже должны быть покрыты напором, полученным в напорной камере топки.

## II. Расход давления на преодоление трения.

Потеря давления на трение выражается формулой  $\delta_{\text{тр.}} = m \Sigma \frac{SL}{\omega^2} Q_0 \gamma_0$ ; здесь  $m$  есть коэффициент, который для кирпича  $= 0,016$ ;  $S$  есть периметр определенного участка газового канала;  $L$  — длина этого участка канала;  $\omega$  — его площадь сечения;  $Q_0$  — объем протекающих через него газов в 1 сек. при  $0^\circ \text{ Ц}$  и нормальном давлении;  $\gamma_0$  — удельн. вес газов при  $0^\circ$  и норм. давлении;  $m \Sigma \frac{SL}{\omega^2} Q_0 \gamma_0$  означает алгебраическую сумму давлений, израсходованных на уничтожение трения в данной серии участков.

1) При входе в поддувало:  $\omega_1 = 1,1 \text{ м}^2$ ;  $S_1 = (1,374 + 0,8) 2 = 4,348 \text{ м}$ ;  $L_1 = 0,23 \text{ м}$ .

$$\delta_{\text{тр.}}^I = 0,016 \frac{4,348 \cdot 0,23}{(1,1)^2} 0,976 \cdot 1,287 = 0,016 \frac{1}{1,1} 0,976 \cdot 1,287$$

2) В поддувале:  $\omega_2 = 3,21 \text{ м}^2$ ;  $S_2 = (2,34 + 1,374) 2 = 7,428 \text{ м}$ ;  $L_2 = 1 \text{ м}$ .

$$\delta_{\text{тр.}}^{II} = 0,016 \frac{7,428}{3,21} \cdot 0,976 \cdot 1,287.$$

3) В колосниковой решетке:  $\delta_3 = 2,34 \cdot 27,2 = 126,36$ ;

$$L_3 = 0,15; \omega_3 = \frac{3,21}{5}.$$

Коэффициент трения  $m$ , для чугуна неизвестен, но если принять во внимание, что коэффициент сопротивления для воды в случае дна из цемента или строганных досок при толщине струи  $1 \text{ м} = 0,003$ , при нестроганных брусках или лежачих плитах  $= 0,005$ , а при бутовой кладке  $0,006$ , то для газов можно принять с некоторым приближением подобную же пропорциональность, т. е. для кирпичной кладки  $m = 0,016$ , для дров  $0,016 \cdot \frac{5}{6}$  и для чугуна  $0,016 \cdot \frac{1}{2}$ . При таких обстоятельствах в колосниках будем иметь:

$$\delta_{\text{тр.}}^{III} = 0,016 \frac{0,5 \cdot 126,36 \cdot 0,15}{(3,21/5)^2} 0,976 \cdot 1,287 = 0,016 \frac{236,925}{(3,21)^2} 0,976 \cdot 1,287.$$

В дровах каждое полено имеет поверхность  $0,13 \cdot 3,14 \cdot 2,13$ , а 25 полен будут иметь поверхность  $0,13 \cdot 3,14 \cdot 2,13 \cdot 25 = 21,74 \text{ м}^2$ , поверхность стен  $= (2,34 + 1,374) 2 \cdot 0,5 = 3,715$ . Так как  $LS$  есть поверхность трения, то получим

$$\delta_{\text{тр.}}^{IV} = 0,016 \cdot \frac{5/6 \cdot 21,74 + 3,715}{1,8^2} Q_0 \gamma_0; \text{ здесь } 1,8 \text{ есть средняя площадь сечения прозоров в дровах (см. стр. 57).}$$



Определим  $Q_0$  и  $\gamma_0$  в дровах. Снизу входит воздух в колич. при  $0^\circ \text{Ц}$   $0,976 \text{ м}^3$ , а выходит из дров газ в колич. при  $0^\circ \text{Ц}$   $1,1180 = 0,976 \cdot 1,143 \text{ м}^3$ .

В среднем колич. газа при  $0^\circ$  будет  $0,976 \cdot 1,072 \text{ м}^3$ . Входящий снизу воздух имеет  $\gamma_0 = 1,287$ , а выходящий из дров газ имеет  $\gamma_0 = 1,292 = 1,287 \cdot 1,0038$ , откуда  $\gamma_0^{\text{сред}} = 1,287 \cdot 1,002$ . Отсюда получим:

$$\delta^{\text{IV}}_{\text{трени}} = 0,016 \frac{21,83}{1,8^2} \cdot 0,976 \cdot 1,287 \cdot 1,072 \times 1,002 = 0,016 \frac{23,45}{1,8^2} \cdot 0,976 \cdot 1,287.$$

5) Над дровами  $S = 7,428$ ;  $L = 1,850 - 0,5 = 1,350$ .

$$\begin{aligned} \delta^{\text{V}}_{\text{трени}} &= 0,016 \frac{7,428 \cdot 1,35}{3,21^2} \cdot 0,976 \cdot 1,143 \cdot 1,287 \cdot 1,0038 = \\ &= 0,016 \frac{11,506}{3,21^2} \cdot 0,976 \cdot 1,287. \end{aligned}$$

6) В поясе порога  $S = (1,8 + 0,54) \cdot 2 = 4,64$ ;

$$L = 0,55; \omega = 0,875;$$

$$\delta^{\text{VI}}_{\text{трени}} = 0,016 \frac{4,64 \cdot 1,147^1 \cdot 0,55}{0,875} \cdot 0,976 \cdot 1,287 = 0,016 \cdot \frac{2,927}{0,875^2} \cdot 0,976 \cdot 1,287.$$

Складывая все расходы давления на изменение скоростей с расходами на трение, получим:

$$\begin{aligned} \delta &= \frac{1,118^2 \cdot 1,292}{273 \cdot 2g} \left( 1473 + \frac{1673}{0,875^2} - \frac{1473 \cdot 3,21 - 3100}{3,21^2} \right) + 0,016 \cdot 0,976 \cdot 1,287 \\ &\left( \frac{7,428}{3,21^2} + \frac{1}{1,1^2} + \frac{236,925}{3,21^2} + \frac{23,45}{1,8^2} + \frac{11,506}{3,21^2} + \frac{2,927}{0,975^2} \right) = \frac{1,118^2 \cdot 1,292 \cdot 3500}{273 \cdot 2g} + \\ &+ 0,016 \cdot 0,976 \cdot 1,287 \cdot 36,321 = 1,785 \frac{\text{кг м}}{\text{с}^2 \cdot \text{м}}. \end{aligned}$$

### III. Давление, получаемое <sup>2)</sup>

1) В поддувале:  $\gamma_0 = 1,287$ ;  $T = 342$ ;  $H = 1 \text{ м}$ .

$$\vartheta_1 = 1,287 \cdot 273 \left( \frac{1}{283} - \frac{1}{342} \right) = 1,287 \cdot 273 \cdot 0,000616.$$

2) В колосниках:  $\gamma_0 = 1,287$ ;  $T = 450$ ;  $H = 0,2$ .

$$\vartheta_{\text{II}} = 1,287 \cdot 273 \cdot \left( \frac{1}{283} - \frac{1}{450} \right) 0,2 = 1,287 \cdot 273 \cdot 0,000262.$$

3) В дровах:  $\gamma_0 = 1,287 \cdot 1,002$ ;  $T = \frac{450 + 1473}{2} = 962$ ;  $H = 0,47$ .

$$\vartheta_{\text{III}} = 1,287 \cdot 273 \left( \frac{1}{282} - \frac{1,002}{962} \right) 0,47 = 1,287 \cdot 273 \cdot 0,001172.$$

<sup>1)</sup>  $1,143 \cdot 1,0038 \cdot 0,976$  есть колич. газов в сек.  $= 1,147 \cdot 0,976$ .

<sup>2)</sup> Получается для каждого участка по формуле  $\delta_{\text{получ.}} = 273 \left( \frac{\gamma_0^{\text{возд.}}}{T_{\text{возд.}}} - \frac{\gamma_0}{T} \right) H$ , где  $\gamma_0^{\text{возд.}}$  есть вес  $\text{м}^3$  воздуха при  $0^\circ$  и норм. давл.  $T_{\text{возд.}}$  — абс. т-ра помещения,  $\gamma_0$  — вес  $\text{м}^3$  газа;  $T$  — абс. т-ра газа,  $H$  — высота участка.



4) Над дровами:  $\gamma_0 = 1,287 \cdot 1,0038$ ;  $T = 1523$ ;  $H = x$ .

$$\vartheta_{\text{тв}} = 1,287 \cdot 273 \left( \frac{1}{283} - \frac{1,0038}{1523} \right) x = 1,287 \cdot 273 \cdot 0,002875 x.$$

Все приобретаемое давление:

$$\begin{aligned} \vartheta_{\text{приобрет.}} &= 1,287 \cdot 273 (0,000616 + 0,000262 + 0,001172 + 0,002875 x) = \\ &= 1,287 \cdot 273 \cdot 0,00205 + 1,287 \cdot 273 \cdot 0,002875 x = 0,72 + 1,01 x. \end{aligned}$$

Это приобретаемое давление должно быть равно всему расходу, т.-е.  $1,785 = 0,72 + 1,01 x$  или  $x = 1,05$  м.

Отсюда глубина топки от пояса порога до колосников  $= 1,05 + 0,47 = 1,52$  м. По эмпирическим данным Крупского у нас получилось  $1,85 - 0,5 - 0,2 = 1,15$  м, т.-е. меньше на  $0,37$  м. Если мы сделаем направление свода, перекрывающего топку, согласно пунктира на клетчатом чертеже 22, то, несмотря на опускание колосников на  $0,37$  м, объем топки будет сравнительно мало разниться от рассчитанного по Крупскому, и тогда по обоим методам мы получим одну и ту же высоту топки над колосниками до пояса порога.

Уменьшение слишком большого объема топки имеет значение не допустить реакцию сгорания газов зайти слишком далеко, раньше чем они войдут в плавильное пространство. Поэтому вышеуказанное исправление положения свода нужно признать целесообразным.

Вследствие опускания уровня колосников придется опустить и под зольника и свод отверстия поддувала, как показано пунктиром. Расчет трубы производится тем же путем; труба должна создать разрежение вследствие разности весов горячего дыма и холодного наружного воздуха. Это разрежение должно создать необходимые скорости у вылета и в дымоходах и покрыть все расходы скорости на ее изменения и на трение.

Около 1916 г. проф. Моск. В. Т. У-ща К. В. Кирш изобрел шахтную топку для дров, в которой можно сжигать для отопления паровых котлов совершенно сырые дрова. На чертеже 23 клетчатой бумаги представлена такая топка с изменениями, необходимыми для заводских печей. Топка эта построена к печи (чертеж 22) взамен обыкновенной топки, и потому размеры печи остаются те же.

Топка (черт. 23) отличается от топки проф. Кирша главным образом 1) установкой на ней герметической гидравлической коробки для загрузки дров *A*, 2) напорной камерой *B* и 3) отводной трубкой *C* с краем *D*.

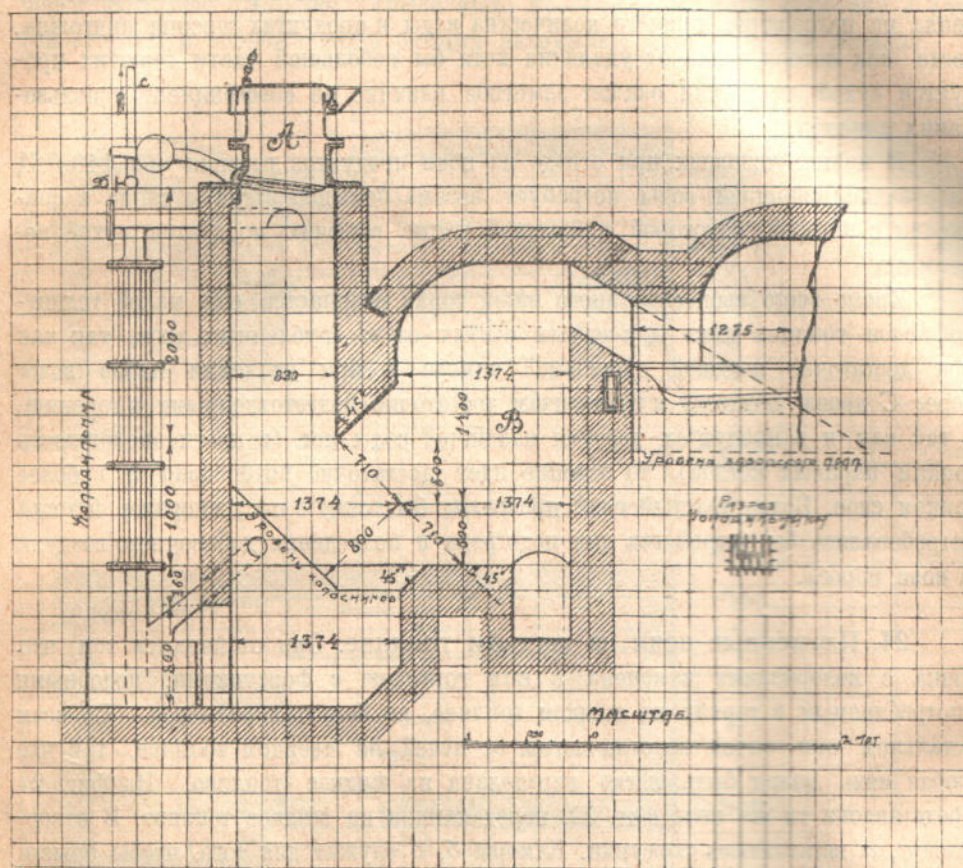
Дело в том, что топки паровых котлов работают вследствие вытягивания из них газов помощью дымовой трубы, поэтому ни напорной камеры, ни герметической загрузочной коробки им не нужно, так как через загрузочное отверстие происходит некоторое засасывание воздуха.

Наша топка должна создать давление, чтобы протолкнуть газы через рабочее пространство печи, для чего ей необходима напорная камера. Это же служит причиной установки герметической загрузочной коробки, без которой



большая часть газов, вместо печи, вырывалась бы наружу через загрузочную коробку. Часть шахты выше окна, проводящего газы из топки в напорную камеру, предназначена для подсушки дров.

Отводная трубка *C* с краном *D* предназначена для выпуска паров воды.



Фиг. 23.

Вместе с парами воды выделяется часть продуктов сухой перегонки, которые при правильной регулировке краном *D* должны состоять, главным образом, из  $\text{CO}_2$  и  $\text{H}_2\text{O}$  с весьма небольшим количеством  $\text{CO}$ .

При выпуске через кран *D* слишком большого количества газов из топки может выделяться слишком много горючих продуктов сухой перегонки. Во всяком случае, избежать потери горючих продуктов сухой перегонки этим путем нельзя, а потому весьма целесообразно газы из колошника направлять обратно под колосники после того, как с помощью сильного охлаждения в трубах с радиаторами они будут в большей своей части освобождены от воды. Для паровых котлов эта отводная трубка *C* при малой высоте су-



шляной камеры бесцельна, так как через нее никакие газы не пойдут, а будет лишь подсасываться воздух. При высоких сушильных камерах, образующих давление, не уничтожаемое тягой трубы, пришлось бы ставить герметическую загрузку, но в результате всего получился бы скорее вред, чем польза. Продукты горения уходят из котла при низкой т-ре и лишняя затрата тепла на нагревание лишнего количества воды в продуктах горения ничтожна, тогда как потеря тепла от удаления хотя бы небольшой части горючих продуктов сухой перегонки окажет заметное влияние на коэффициент использования топлива.

В наших условиях при отводе из печи продуктов горения при  $1400^{\circ}\text{C}$  нагревание излишней воды погребует весьма большой затраты тепла в сравнении с потерей некоторой небольшой части горючих продуктов сухой перегонки.

Кроме всего вышесказанного наша топка отличается еще малой толщиной слоя топлива даже для самых сырых свежесрубленных дров, так как при достаточно высокой сушильной камере и при удалении паров воды через *C* дрова подходят к колосникам достаточно подготовленными к горению, а так как и в продуктах горения излишней воды нет (в противоположность топкам паровых котлов), то горение идет достаточно интенсивно и в более тонком слое. Более толстый слой превратил бы топку в полугенератор и тогда потребовались бы устройства для подогрева и подведения добавочного воздуха в пояс порога.

**24. Пламенные печи на жидком топливе.** Они отличаются тем, что топка с колосниками заменена в них горелкою с форсунками, подобными употребляемым в горнах на жидком топливе, но больших размеров. Во всем остальном они ничем не отличаются от печей на твердом топливе, так что любая печь может быть легко переделана на жидкое топливо. На фиг. 24 представлена та же печь фиг. 22, переделанная на жидкое топливо. В отверстия *a, a* вставляются форсунки. Камеры *б, б* служат для того, чтобы брызги нефти успели смешаться с воздухом до своего входа в рабочее пространство и до того, как они встретятся с наклонным сводом *B'C'*; иначе брызги, ударяясь в этот свод, образуют коксовый нагар, сужающий площадь пояса порога и пристающий к своду настолько прочно, что с трудом отламывается ломом; линии *ABCD* обозначают прежний размер пояса порога; *AB'C'D'* — новый;  $\pi p q r s' n' q' r'$  есть площадь, на которую был уменьшен вылет. Так точно строятся и большие печи.

Укажем здесь еще на несколько конструкций малых пламенных печей, заменяющих горн, но работающих без тиглей.

На фиг. 25 изображена печь, изготавливаемая американским заводом Rockwell Engineering Co.

Как видно, печь представляет две вращающиеся реторты с отверстиями, через которые накладываются куски металла, подлежащего плавке. Форсунка





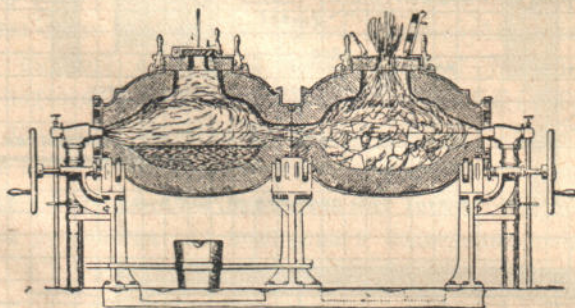


снабдив ее рекуперативным нагревом воздуха, плавить сталь, и получать фасонные стальные отливки.

Печь может быть сделана с подогревом воздуха рекуперативным или без него, подвижной и неподвижной, из основных или кислых материалов и, в зависимости от этого, согласно сказанного в параграфах 19 и 40, можно направить химический процесс по желанию.

На фиг. 26 представлена плавильная печь типа „Мечта“, спроектированная техническим отделом „Волгостопа“, издан. июль 1918 г.

Отличительной чертой печей типа „Мечта“ является отдельная камера горения *А*, из которой пламя, полученное от форсунки, направляется в камеру для плавки *Б*. Вследствие устройства отдельной камеры для горения, печь расходует воздух в количестве, близком к теоретическому, отчего имеется возможность достижения весьма высоких т-р. Устройство камер для горения



Фиг. 25

вообще необходимо при всяких отражательных печах, и в печи фиг. 24, как и во всяких других пламенных печах, эту камеру заменяет горелка, длина которой для правильного действия должна иметь определенную величину. Ясно, что для маленькой печи длинная горелка является менее удобной, чем камера Зарудного, занимающая очень мало места.

При работе на чугун и бронзу в качестве огнеупорного материала лучше всего употреблять кварцовый кирпич — динас, но можно употреблять и шамотовый кирпич. Под разрушается мало и выдерживает много плавов, ремонтировать же приходится, главным образом, свод и наклонное отверстие из первой камеры во вторую, этому отверстию, очевидно, следует придать большее расширение по направлению к камере *Б* (см. вид сверху, простой пунктир) и несколько удлинить его — тогда от удлинения канала будет больше сохраняться правильное направление пламени, отчего будет меньше страдать свод, а от уменьшения сужения по направлению к камере *Б* в горелке не получится столь концентрированный жар, который в большей степени перейдет в камеру *Б*; но в таком случае сожигательная камера вместе с каналом займут более места. Кроме того (см. более жирную пунктирную линию с







точками — вид сверху), горелке полезно придать форму цилиндра (а не прямоугольного параллелепипеда, как показано на чертеже обыкновенной пунктирной линией), у которого по касательной снизу будет через форсунку входить смесь нефтяной пыли с воздухом, а сверху по удлинённому против чертежа каналу С, тоже касательному к цилиндру, будет выходить в печь та же смесь, но в весьма хорошо перемешанном виде.

Это избавит горелку от коксового нагара, могущего образоваться на стенке против форсунки. Подробности о печи „Мечта“ — „Ж. Р. М. О-ва“, 1915 г., № 6, стр. 728.

**25. Ведение плавки.** В некоторых литейных чугунах накладывают в холодную еще печь, располагая его так, чтоб он наилучшим образом подвергнулся действию пламени, а под ванны, по возможности, оставался свободным для лучшего прогревания, затем разводят огонь. Нагружать печь в холодном состоянии гораздо удобнее, но при этом происходит большая потеря чугуна от окисления при нагревании печи, поэтому весьма часто предварительно раскаляют печь и затем уже ее нагружают. В последнем случае угар чугуна меньше, но расход топлива больше.

Когда началась плавка чугуна, то рабочему нужно только поддерживать огонь с надлежащей интенсивностью и наблюдать, расплавился ли весь чугун или нет, что делается при помощи железной полосы. Когда чугун весь расплавлен, на некоторое время топку усиливают и дают чугуну перегреться до желаемой степени. Затем чугун готов, и его можно выпускать, для чего забитое глиняной пробкой отверстие, шпур, пробивается железной острокопечной полосой (ломик).

Так как вследствие большой поверхности охлаждения в пламенных печах теряется огромное количество тепла от теплопроводности стен и так как газы из печи под конец плавки должны выходить при температуре высшей, чем температура перегрева чугуна ( $1300^{\circ}$ — $1400^{\circ}$  Ц), то расход горючего материала в пламенных печах получается довольно значительный, так что коэффициент полезного действия в дровяных печах (без регенераторов) не превосходит 15%; на каменном угле хороших качеств использование тепла топлива лучше <sup>1)</sup> и при благоприятных условиях для переплавки 100 кг чугуна можно потратить менее 30 кг угля, считая в том числе и расход топлива на разогрев печи. В практике имеются печи, расходующие много больше указанного количества угля. Общий угар чугуна колеблется от 5 до 7%.

Продолжительность плавки зависит от величины насадки и устройства печи и колеблется от 4-х до 12 часов. Чем продолжительнее ведется плавка, тем больше угар, происходящий от сжигания части чугуна.

<sup>1)</sup> Каменный уголь дает более высокую т-ру горения и потому при нем имеется больший интервал температур для охлаждения газов перед их уходом в трубу.



**26. Видоизменение чугуна при плавке в пламенной печи.** Чтоб получить полное сгорание и достаточно высокую температуру для плавки чугуна, в топку необходимо вводить избыточное количество воздуха; следовательно, в продуктах горения будут всегда присутствовать свободный кислород, уголекислота и водяные пары, т.-е. все факторы, обуславливающие быстрое окисление железа.

Окисление чугуна начинается еще при темно-калийном жаре и достигает своей максимальной величины в то время, когда чугун расплавлен и течет по поду. В нижней части пода, в скопе, чугун отчасти защищен шлаками, плавающими на его поверхности.

Из составных частей чугуна, согласно сказанного в § 19, окислительному действию пламени подвергаются железо, углерод, кремний и марганец. Из них, согласно § 19, железо наименее легко окисляется, но, присутствуя в громадной массе, по сравнению с другими телами, оно вообще сгорает в довольно большом количестве. Так как под печи кислый, то наиболее легко окисляющаяся составная часть чугуна должен быть марганец. Его большое сродство к кислороду и стремление образовать с ним закись марганца еще более повышается вследствие близкого соседства футеровки печи, богатой кремневой кислотой, для которой закись марганца служит сильным основанием.

Окисление марганца предохраняет от сгорания остальные составные части чугуна. Окисление последних будет тем менее, чем больше марганца содержит чугун.

Вслед за марганцем в кислой печи, при сравнительно неслишком высокой т-ре, по способности окисляться следует кремний. Так как литейные чугуны содержат немного марганца, то последний не может защитить весь кремний от выгорания и на-ряду с марганцем окисляется также и кремний.

Углерод, как сказано в § 19, при сравнительно низкой т-ре оказывает гораздо меньшее сродство к кислороду, чем предыдущие два тела, и потому, при достаточном содержании в чугуне кремния и марганца, он может быть почти совершенно защищен от выгорания. Но с температурой сродство углерода к кислороду возрастает, и потому может случиться, что часть углерода выгорит, даже и в том случае, если в ванне расплавленного чугуна присутствуют кремний и марганец. При малом же их содержании окисление углерода в расплавленном чугуне идет довольно значительно: кроме того, при этом окислы железа образуют шлаки, которые, в свою очередь, действуют окисляющим образом на углерод в чугуне. В таком случае на поверхности металла появляется голубоватое пламя, представляющее горящую окись углерода. Чугун в таком состоянии никогда не даст плотной отливки, и потому надлежащее содержание марганца весьма важно для получения плотных отливок. Его роль при этом посредствующая: выгорая, он в то же время предупреждает окисление железа и углерода в чугуне.

Содержащийся в чугуне фосфор при богатой кремневой кислотой футеровке печи не выгорает, так как фосфорный ангидрид, образующийся при



сторании Р, представляет ангидрид более слабой, чем  $\text{SiO}_2$  кислоты и в присутствии последней не может образовать солей с основаниями; оставаясь же свободным,  $\text{P}_2\text{O}_5$  легко восстанавливается не только Si и Mn, но и C, при чем образующийся Р поглощается чугуном.

Сера может быть поглощена чугуном из продуктов горения, и в этом отношении важно, чтоб топливо не содержало серы.

Что касается до таких примесей, как медь, антимоний, мышьяк, то они остаются почти без переменны.

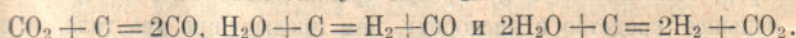
При составлении шихты для плавки в пламенной печи, желая получить чугун известного состава, нужно иметь в виду, что приблизительно при каждой переплавке выгорает марганца  $\frac{1}{3}$  до  $\frac{1}{2}$ , кремния  $\frac{1}{4}$  —  $\frac{1}{3}$  и углерода не больше  $\frac{1}{8}$  части, при чем углерода, как сказано, выгорает тем меньше, чем богаче чугун содержанием кремния и марганца и чем ниже т-ра.

**27. Генеративные печи.** Для плавки стали употребляются печи с генеративной топкой, дающей возможность получить очень высокую температуру, необходимую в данном случае.

Генеративной топкой, или газогенератором называется такая топка, в которой топливо перерабатывается в горючий газ, который и сжигается в печи.

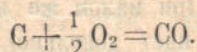
Генераторы, в общем, представляют вертикальную шахту, заполняемую топливом, толстым слоем.

Воздух, входя снизу через колосники, производит сжигание нижних слоев топлива. Образующиеся здесь углекислота и водяные пары, проходя через толстый слой раскаленного топлива, разлагаются на окись углерода и водород, которые представляют собою главную составную часть горючего газа. Реакция идет следующим образом:



Последняя реакция идет при более низкой т-ре, чем вторая.

Так как реакции 1)  $\text{C} + \text{O}_2 = \text{CO}_2$  и 2)  $\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$  идут одна вслед за другой, а при высокой т-ре вторая реакция происходит почти моментально вслед за первой, то можно обе реакции совместить:



Кроме того, в газе могут содержаться различные углеводороды — продукты сухой перегонки. Нижеследующая таблица содержит анализ газов для различных сортов топлива <sup>1)</sup>.

<sup>1)</sup> Более подробно о процессе, происходящем в генераторе, см. Блахер. — „Теплота в заводском деле“, стр. 187.

Stegmann. — „Gasfeuerung und Gasofen“.

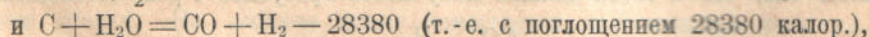
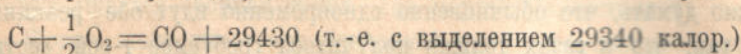
Граам Морис. — „Практическое руководство к устройству и действию регенеративных топок“.

Humboldt Sexton. — „Producer Gas“.



Род топлива	100 объемов газа содержат:							Экспериментатор.
	CO <sub>2</sub>	CO	Угле- водоро- дов	H	O	N	H <sub>2</sub> O	
Различные кам. угли (с употреблением водян. пара)								
от . . . . .	3,0	17,0	3,0	5,0	0,1	55,0	—	Nehse.
до . . . . .	10,0	22,0	6,0	17,0	3,0	65,0	—	
Пламенный каменный уголь (C—84,18; H—5,23; O и N—10,59 <sup>0/0</sup> ). . . . .	5,42	22,24	2,02	4,56	—	62,39	3,17	Stöckmann.
Верхне-Силезский уголь с 50 <sup>0/0</sup> мелочи, генератор Hilger'a . . . . .	3,4	30,98	3,03	8,34	0,17	54,08	—	
То же на французском угле с 50 <sup>0/0</sup> мелочи . . . . .	3,7	25,9	3,3	9,2	0,3	57,6	—	
Генератор того же типа сис- тем Erhardt & Sehmer . Сланцевый уголь . . . . .	4	26—27	4—5	8	0,2	—	—	
Торф (H <sub>2</sub> O—19,20; летуч. веществ—59,16; угля— 30,94; золы—9,9 <sup>0/0</sup> ). . . .	8,66	20,92	2,91	13,11	0,41	53,99	—	
Торф (H <sub>2</sub> O—11,62; летуч. веществ—53,7; угля— 38,25; золы—8,05 <sup>0/0</sup> ). . .	4,75	27,07	1,98	7,81	0,80	57 59	—	
<sup>2</sup> / <sub>3</sub> сучьев и <sup>1</sup> / <sub>3</sub> торфа (H <sub>2</sub> O— 21,6; летуч. вещ.—42,01; угля—39,55; золы—3,23 <sup>0/0</sup> )	8,05	24,11	3,15	9,52	0,81	54,36	—	Thamm.
Дрова в генерат. Златоуст. зав. с невысоким слоем топлива . . . . .	9,4	24,7	неопр.	12,0	0,3	53,7	—	Л. Романов.
Сучья в генерат. Н.-Сал- динского зав. . . . .	6,3	25,6	0,5	6,3	—	61,3	—	В. Грум-Гржи- майло.
Пни <sup>1</sup> / <sub>2</sub> елов. в генер. и сос- нов. <sup>1</sup> / <sub>2</sub> Н.-Салдинск. зав.	6,5	26,7	0,6	8,1	—	58,1	—	
По весу <sup>2</sup> / <sub>3</sub> торфа и <sup>1</sup> / <sub>3</sub> дров Выксунский зав. . . . .	4,7	26,42	$\left\{ \begin{array}{l} 1,04 \\ + 0,76 \end{array} \right.$	11,4	0,52	55,16	—	

Рассматривая реакции, дающие CO, мы видим, что они идут:



т.-е. выделяющееся количество тепла в первом случае немного более чем поглощается во втором. Отсюда можно было бы ожидать, что обе реакции должны бы идти в равных количествах, т.-е., что количество M<sup>3</sup> CO, полученное сжи-

Gille. — „Die Entwicklung der Steinkohlengaserzeuger für den Hüttenbetrieb“. „Giesserei-Zeitung“. № 11, 12, 13, 14—1907.

Также „Zeitschrift des Vereins deutscher Ingenieure“, 532—07; 234—2—05.

Iron Age 16—29—12—04; 60—5—1—05; 647—23—2—05; 1154—17—11—10; 238—19—1—105.

„Revue de Métall.“, 1912, Juillet, стр. 523—531 имеется интересная статья Н. Le-Chatelier, научно обосновывающая ход газогенераторов.



ганием С в кислороде = количеству  $M^3$  CO, полученному сжиганием С в  $H_2O$ . В действительности этого достигнуть нельзя, так как, по Le Chatelier, уже при самом горении около 15% выделяемой энергии теряется вследствие увеличения теплоемкостей с возвышением т-ры.

На основании этого можно было бы ожидать, что водою можно было бы сжечь в CO по крайней мере 75% С, если принять за 100 количество С, сжигаемое в CO кислородом.

Но фактически и этого достигнуть нельзя, так как каждой температуре соответствует равновесие между  $CO_2$  и С и  $H_2O$  и  $H_2$ , так что мы не можем получить газа свободного от  $CO_2$  и  $H_2O$ . Эти количества  $CO_2$  и  $H_2O$ , по Le Chatelier, находятся в следующей зависимости от т-ры, при которой идут реакции, т.-е. получение CO и  $H_2$  идет тем усиленнее, чем выше т-ра.

t° Ц.	Отношение	Отношение
	$\frac{CO}{CO_2}$	$\frac{H_2}{H_2O}$
	по объему	по объему
500	0,11	0,42
600	0,94	2,30
700	3,70	6,20
800	11,10	13,60
900	64,00	45,00
1000	165,00	103,00

При 1300° можно ожидать, что  $CO_2$  в газе уже не содержится, но практически нельзя получить газа без  $CO_2$  и  $H_2O$ , так как реакция  $CO_2 + C = 2CO$  требует некоторого времени, зависящего от т-ры, и так как обыкновенно всех условий для ее окончания в генераторе не бывает.

Кроме того, если т-ра недостаточно велика для реакции  $C + H_2O = CO_2 + H_2$ , то она может быть достаточной для реакции  $C + 2H_2O = CO_2 + 2H_2 - 17970$ ; конечно, и эта реакция лучше, чем ничего: все-таки часть теплоты утилизируется, но в газе остается еще  $CO_2$ , ухудшающая его качества.

Нужно думать, что обыкновенно одновременно идут обе реакции с  $H_2O$  и притом так, что в газах должно получиться требуемое т-рой соотношение

$$\frac{CO}{CO_2} \text{ и } \frac{H_2}{H_2O}.$$

В случае необугленного топлива образуется большое количество  $CH_4$ , который начинает разлагаться уже при 700° Ц на  $C + 2H_2$ , а при 800° — 900° это разложение идет почти нацело.

В случае выхода газов из генератора с этой т-рой (800° — 900°) получаемая сажа теряется для процесса и, кроме того, в газопроводах смешивается со смолою и плотным слоем их засоряет.

Поэтому в таком случае для понижения т-ры отходящих из генератора газов необходимо вместе с воздухом вводить пар, который, кроме понижения



т-ры, вследствие реакции  $C + H_2O = CO + H_2$ , еще участвует в реакции  $CH_4 + H_2O = CO + 3H_2$ , но при этом следует также избегать реакции  $CH_4 + 2H_2O = CO_2 + 4H_2$ , идущей при более низкой температуре.

Приблизительно при  $600^\circ C$  обе реакции с  $CH_4$  идут в равных количествах. Ниже  $600^\circ$  реакция идет в сторону  $CO_2$ , а выше преобладает разложение в сторону  $CO$ .

В газе сырого топлива всегда имеется свободная  $H_2O$ , а потому желательно его выводить при  $t > 600^\circ$  ближе к  $700^\circ$  или при  $t < 200^\circ$ , чтобы в газопроводе не происходило разложение  $CH_4$  ни самостоятельно, ни под влиянием  $H_2O$ . Чем ниже т-ра, тем более остается свободных  $CH_4$  и  $H_2O$ .

Если генераторный газ (как обыкновенно бывает в каменноугольных генераторах) отводится при  $t$  близкой к  $700^\circ$ , то такой генератор следует ставить, по возможности, ближе к печи, и газопровод их выкладывается внутри кирпичом, чтобы избежать потерь тепла.

Пар можно вводить в генератор, вдувая его прямо под колосники, или делая под колосниками резервуар с водой, который, испаряя воду, в то же время охлаждает колосники. Но не следует слишком увлекаться введением в генератор пара, так как этим можно слишком охладить его в поясе образования  $CO$ , и тогда мы можем иметь газ плохих качеств и тем уменьшить полезное действие генератора.

Согласно указания Бунте <sup>1)</sup>, наиболее выгодное количество пара для введения в генератор будет 0,7—0,8 кг на каждый кг. сожженного кокса. Более правильно потребное количество пара, дающее наилучшие результаты, определять непосредственным опытом.

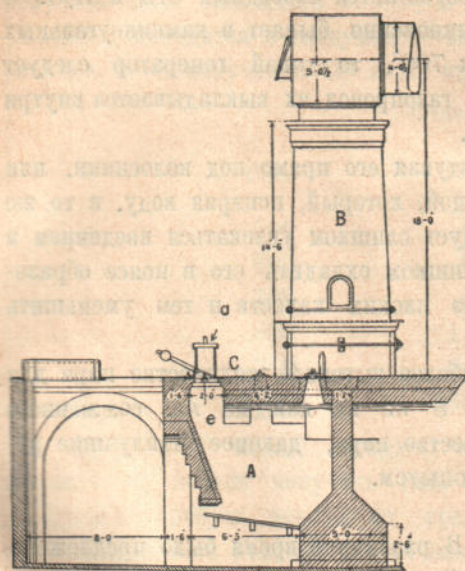
**28. Конструкции генераторов.** В различное время было предложено очень много конструкций генераторов. Здесь мы приведем лишь наиболее типичные.

Очень распространенный в прежнее время каменноугольный генератор Сименса представлен на фиг. 28. Он состоит из четырех шахт в центре которых возвышается сборная труба (на чертеже представлена только одна шахта). Форма шахт имеет вид усеченной пирамиды, направленной основанием кверху. На нижнем конце помещается колосниковая решетка. Загрузка топлива производится через особый загрузочный ящик. Главное условие при проектировании такого ящика, это—предупреждение выхода газа из генератора в помещение, занимаемое топками при загрузке топлива и чтобы не получилось горения в верхних слоях. Это достигается очень просто: ящик имеет крышку *d*, входящую бортами в жолоб, наполненный водою, отчего образуется гидравлический запор и откидное дно *e*. При загрузке крышка снимается, ящик заполняется топливом, крышка опять закрывается; затем, нижнее дно при помощи рычага откидывается вниз, и топливо падает в генератор.

<sup>1)</sup> Федоров. „Газовое отопление“. Стр. 33.



Эти генераторы на практике оказались обладающими многими недостатками и теперь почти совершенно оставлены. Движение газов через каменный уголь производится здесь при помощи тяги, образуемой самим генератором и сифоном труб, выводящих газ из генератора, вследствие чего при обыкновенных размерах генераторов и труб представляется невозможным получить достаточно сильную тягу, а это заставляет уменьшать толщину слоя топлива, при чем не вся углекислота успевает разложиться, и газы получаются с меньшей теплотворной способностью. Главный же недостаток состоит в том, что при всякой свежей засыпке угля мы охлаждаем генератор в месте образо-



Фиг. 27

вания  $\text{CO}$ , отчего ухудшается процесс газификации, а перед загрузкой мы имеем слишком тонкий слой топлива, тоже влияющий на ослабление образования  $\text{CO}$  и  $\text{H}_2$ . Сжигание топлива при недостаточной тяге идет медленно (на кв. метр поверхности решетки в час получается от 25 до 40 кг горючего газа). Так как решетку приходится часто чистить, то ее размеры должны быть невелики, да и вообще производительность подобных генераторов сравнительно очень мала, а потому таких генераторов приходится делать довольно много. Вводить пар в такой генератор затруднительно, и его можно ввести лишь в небольшом количестве. Через колосниковую решетку проваливается много еще несгоревшего топлива.

В настоящее время почти все каменноугольные генераторы работают с закрытым поддувалом, и движение воздуха производится не тягой, а вдуванием. Обыкновенно для вдувания при меняются пароструйные приборы, которые вместе с воздухом вводят в генератор и соответственное количество водяных паров.

Для закупорки поддувала теперь почти исключительно применяется гидравлический затвор, а для удаления золы имеются механические приспособления.

Генераторы без механических приспособлений для удаления золы, могущие еще найти применение у нас, можно разделить на две группы: с дутьем из фурм по горизонтальному направлению и с дутьем по вертикальному направлению.

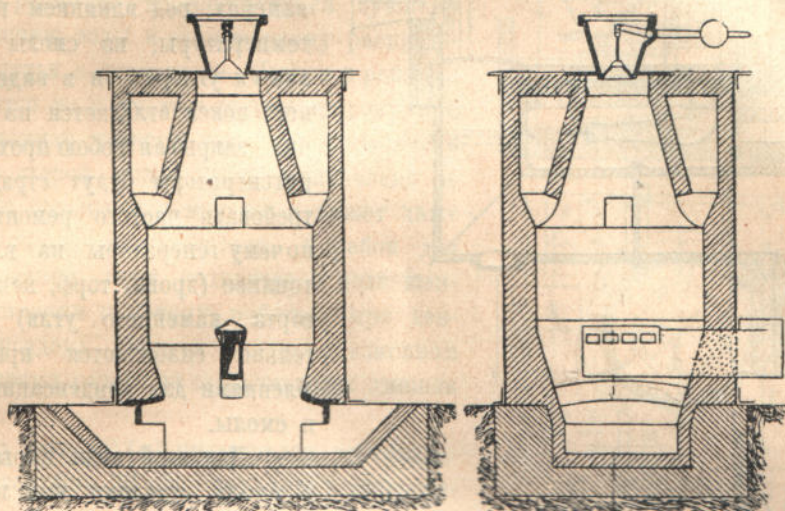
Из первых наиболее распространенным является генератор Вильсона (фиг. 28). Он представляет из себя цилиндрическую шахту в нижней части открытую и опущенную в углубление, заполненное водой; эта вода и образует собой гидравлический затвор. Указанный генератор имеет перед предъидущим еще то преимущество, что в нем шахта не охлаждается свежей пор-



цией горючего, так как топливо, прежде чем попасть в рабочую часть шахты, предварительно подогревается в опрокнутом конусе верхней части генератора за счет теплоты отходящих из генератора газов, омывающих указанный опрокинутый конус.

Шахта готовится из огнеупорного кирпича, а снаружи обделана железом. В нижней же части генератора помещается труба с отверстиями по бокам, через которые и вдувается в генератор смесь воздуха и пара.

На фигуре (29) представлен генератор Доффа. Здесь решетка, через которую вдувается воздух и пар, расположена наклонно, вследствие чего газы лучше, чем в предыдущей топке, идут через толщину топлива, и углекислота



Фиг. 28

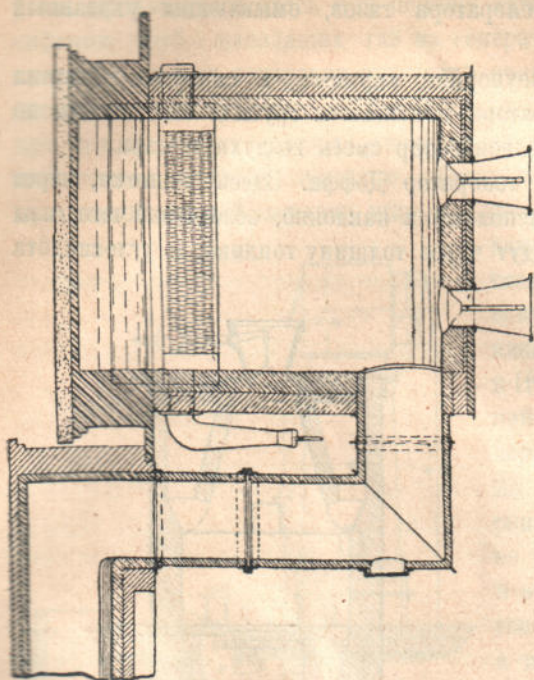
разлагается более совершенно. Зола проваливается прямо в воду и оттуда по мере надобности выгребается. При этом так же, как и в предыдущем генераторе, теплота, содержащаяся в золе, не пропадает даром, а идет на образование пара, поступающего снова в генератор. Для прочистки решетки с боков имеются лазы. Данный генератор не имеет предварительного нагревания топлива (как у предыдущего генератора) за счет теплоты выходящих из генератора газов <sup>1)</sup>.

Если газ добывается из заключающего много влаги бурого угля, дров, торфа и т. п., то он содержит в себе обыкновенно пары воды и смолистые вещества, присутствие которых нежелательно. Пары воды нежелательны, так как они имеют очень большую теплоемкость и на их нагревание в Мартеновской печи до температуры отходящих газов (около 1600° Ц) пришлось бы

<sup>1)</sup> См. также типы генераторов, приведенные в III части Технологии металлов.

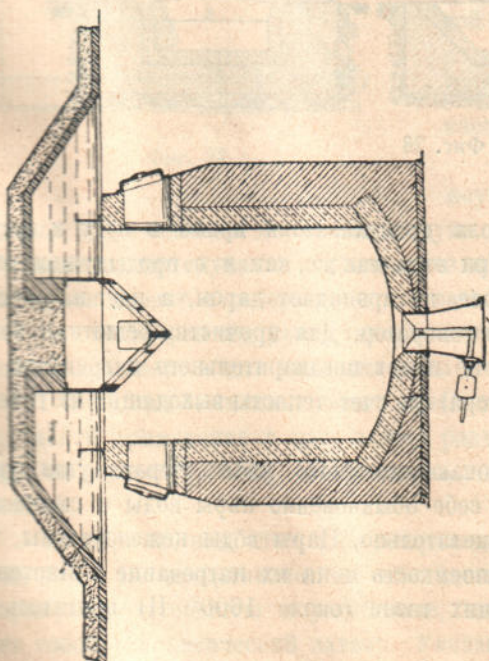


потратить очень много тепла и его иногда просто не хватило бы для достижения требуемой Мартеновской печью температуры. Что же касается до смолы,



то ее нежелательно иметь в газах потому, что, прежде чем поступить в печь, газы для своего нагревания проходят через так называемые регенераторы (подробно о них будет сказано ниже, здесь же достаточно сообщить, что это — камеры, заполненные раскаленным кирпичом). В этих камерах, под влиянием высокой температуры, из смолы выделяется углерод и в виде плотного кокса отлагается на кирпичах, закрывая собою проходы, и регенераторы будут страдать и требовать частого ремонта. Вот почему генераторы на влажном топливе (дрова, торф, некоторые сорта каменного угля) обязательно снабжаются приспособлениями для конденсации воды и смолы.

Фиг. 29



Для этой цели пары воды и смолу отделяют при помощи конденсации в длинных газопроводах (генератор Сименса) или промывая газ.

Во всех указанных генераторах большое неудобство представляет зола, которую не всегда бывает легко удалить, особенно при зольном топливе, дающем спекающуюся золу. Поэтому в последнее время очень распространяются генераторы, предложенные Kerpely, с подвижными колосниками, чем достигается уничтожение спекшихся масс и автоматическое удаление золы. Такие генераторы допускают работу на весьма многозольном



топливе — горючих сланцах и шламах от промывки каменных углей, заключающих до 35% золы.

Эти генераторы напоминают систему Доффа, отличаясь друг от друга направлением движения и теми или другими приспособлениями для вращения поддона и колосников или всей шахты и колосников и приспособлениями для удаления золы.

На фиг. 30 (а, б, в) представлен генератор, изготавливаемый фирмой Potter (Düsseldorf) системы Hilger'a со звездчатой колосниковой решеткой, способствующей лучшему измельчению золы и равномерному распределению дутья в генераторе. Поддон и решетка вращаются то в ту, то в другую сторону, при чем механизм устроен так, что движение в одну из сторон может быть установлено по желанию больше или меньше и может даже совершенно не производиться. Скребок для выбрасывания золы находится в подвешенном состоянии и потому работает при движении поддона лишь в одном, неизменном направлении, отчего не затрачивается лишняя энергия.

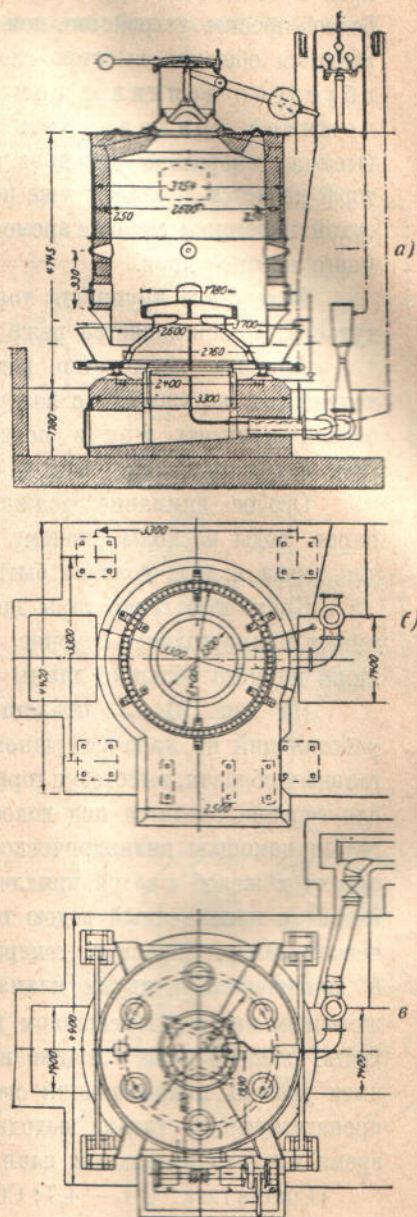
На фиг. 30 (а) представлен вертикальный разрез; фиг. 30 (б) — вид сверху возвышения, на котором установлен круг с шариками для вращения поддона; фиг. 30 (в) представляет вид сверху всего устройства <sup>1)</sup>.

Состав газов таких генераторов очень хорош даже при плохих зольных углях.

На м<sup>2</sup> в 1 час сжигается 200 — 240 кг Богемского или Рейнского бурого угля.

125 — 150 кг	отмытого орешника.
110 — 140 "	угля с 20% мелочи
95 — 120 "	" " 50% "
75 — 85 "	кокса

При этом, чем меньше диаметр генератора, тем больше он сжигает на м<sup>2</sup>.



Фиг. 30

<sup>1)</sup> Подробности о генераторе Hilger'a см. „St. и Eisen“, 1911, 19 Jan. 108—112, генератор Morgan (см. „The Iron Age“, May 27; 1161) отличается еще приспособлением для разравнивания поверхности угля в генераторе для получения постоянной равной толщины слоя во всех местах генератора, чем достигается равномерность состава газов.



**29. Генераторы для торфа и дров.** Вследствие малой зольности дров и вследствие крупности кусков дров и торфа генераторы для них имеют более простое устройство, чем генераторы для каменного угля, и отличаются, главным образом, высотой слоя горящего топлива; при этом, чем менее обуглено топливо, тем более высота слоя и чем плотнее ложится топливо, тем меньше должна быть толщина слоя. Отсюда генераторы для дров обыкновенно бывают выше торфяных, так как торф является топливом уже несколько обугленным, требующим для окончания сухой перегонки меньше времени и, главным образом, потому, что торф ложится много плотнее дров.

Вследствие крупности топлива и более легкого проникновения воздухом, дутье здесь применяется реже и во всяком случае его делают более слабым.

Большое количество воды в топливе не допускает введения большого количества пара вместе с воздухом, а для дров пары воды совсем не вводятся из боязни понизить  $t$ -ру в поясе образования  $CO$ , к которому торф и дрова (как содержащие много влаги) подходят менее нагретыми, чем каменный уголь.

Особое внимание должно быть обращено на освобождение газа от паров воды и смолы, почему приспособления для этой цели в генераторах для торфа и дров должны быть особенно развиты.

Кроме того, генераторы для древесного топлива, вследствие формы топлива имеют прямоугольное сечение, при чем одна из сторон должна иметь размеры лишь немного больше длины употребляемых дров (чаще всего около 1,1 м).

На фиг. 31, 32 представлен генератор Выксунского завода для торфа, работающий на паро-воздушном дутье и отличающийся от генератора Дюфа, главным образом, высотой и горизонтальным расположением колосников. Воздух для горения вводится под колосники, при чем герметичность зольника достигается помощью цилиндрической трубы, охватывающей генератор и входящей сверху в желоб с водой, приклепанный к генератору; низ цилиндрической трубы входит в наполненный водою поддон; в обоих случаях получается гидравлический запор. Справа от генератора (фиг. 31) показан аппарат для охлаждения и конденсации с двумя клапанами, при чем вода и смола собираются в железном ящике, помещенном под колпаком с указанными клапанами. Жидкость, заключенная в ящике и накапливающаяся по мере работы генератора, имея уровень, покрывающий стенки колпака, образует гидравлический запор, препятствующий газам выходить из колпака наружу и служащий в то же время предохранительным клапаном на случай взрыва.

Состав газа:  $CO_2$  — 4,7;  $CO$  — 26,42;  $H_2$  — 11,4;  $CH_4$  — 1,04;  $C_2H_2$  — 0,76;  $C_2$  — 0,52;  $N_2$  — 55,16; колич.  $H_2O$  в газе = 46,7 весовых частей на 100 вес. частей сухого газа.

Средняя  $t$ -ра отходящих газов  $180^\circ$  —  $260^\circ$ ; средняя  $t$ -ра газа у печи  $60^\circ$  —  $70^\circ$  и содержание в нем паров воды около 31 весовых частей на 100 частей сухого газа, т.е. конденсация = 15,7 кг на 100 кг сухого газа или приблизительно  $\frac{1}{3}$  от имеющихся в газе паров воды. Таким образом оказывается,







Конденсирующие устройства работают недостаточно интенсивно, поэтому в таких генераторах гораздо лучше применять конденсацию помощью брызг воды или сделать вертикальные части газопровода ребристыми, как у радиаторов, при чем ребра должны быть как внутри труб, так и снаружи по направлению движения газов. Расход топлива на квадратный метр 310 кг в 1 час.

На фиг. 33 представлен генератор для сучьев Верхне-Сладковского завода, сконструированный В. Грум-Гржимайло, который может работать также на дровах, пнях, торфе. Генератор работает без дутья. В случае работы на одних дровах или на торфе генератор может быть несколько понижен сравнительно с генератором на сучьях, так как указанные сорта топлива ложатся в генераторе более плотной, чем сучья, массой. Вообще, чем менее плотно ложится топливо в генераторе, тем слой его должен быть больше.

При употреблении сучьев мы встречаемся с одним крупным затруднением: ветви дают мелкий, весьма легкий и в то же время многозольный уголь, который, если дутье не применяется, закупоривает проход для газов в нижней части генератора, а в случае дутья легко выбрасывается из генератора между большими прозорами в рыхлом слое сучьев. При употреблении же колосников мелкий уголь легко проваливается. Поэтому условием правильной работы генератора должно быть: 1) такое распределение засыпных аппаратов, чтобы сучья укладывались в генераторе правильными поленами, дающими большую плотность засыпки, 2) равномерное проникновение воздуха в массу горячего при отсутствии колосников.

Эти два условия и имел в виду конструктор.

Генератор по лещади имеет 6 поддувал, расположенных в шахматном порядке с обеих длинных сторон генератора. От каждого поддувала лещадь поднимается вверх по наклонной под 45° плоскости. Таким образом получается решетка, вводящая воздух весьма равномерно и без прозоров, через которые мог бы просыпаться уголь. В результате в этом генераторе получается весьма чистая, свободная от угля зола, и если при выгребании ей давать достаточное время еще полежать в каналах поддувал, то она получается даже холодной и почти белого цвета. Газ, полученный на одних сучьях, имеет приблизительно следующий состав:  $\text{CO}_2$  — 6,3;  $\text{CO}$  — 25,6;  $\text{H}_2$  — 6,3;  $\text{CH}_4$  — 0,5;  $\text{N}_2$  — 61,3.

Хотя газ можно считать удовлетворительным для столь плохого топлива, но во всяком случае количество  $\text{CO}_2$  в нем все-таки велико.

Температура газа не ниже 220° — 180°, что указывает на необходимость делать генератор еще выше или прибавлять к сучьям какое-либо другое топливо, могущее заполнить прозоры между тонкими ветвями, например, торф; газ тогда должен получиться с меньшим содержанием  $\text{CO}_2$ .

При добавлении к сучьям торфа зола имеет вид легкой, рыхлой, иногда слабо спекшейся земли.







Так как означенный генератор может быть свободно употреблен для всякого древесного топлива, то мы не будем здесь описывать других генераторов для дров <sup>1)</sup>, укажем лишь, что стенки дровяных генераторов, по которым двигаются торцы дров, следует всегда делать вертикальными, без сужения книзу, во избежание заставивания колош. Высоту дровяного генератора следует делать при сухих дровах не менее 6500 мм. При сырых дровах, в зависимости от влажности, высоту следует делать больше, иногда до 8000 мм.

Что же касается до способов охлаждения газов для конденсации воды и смолы, то мы уже об этом сообщали. Размеры отводной трубы можно рассчитывать, допуская в ней скорость от 1-го до 3  $\frac{\text{м.}}{\text{сек.}}$ .

**30. Специальные приспособления для улучшения качества генераторного газа.** Считаю весьма полезным указать здесь на некоторые специальные устройства для улучшения качества газа.

Мы говорили о вреде смолы и паров воды, получаемых в генераторах при некоторых сортах топлива в количествах, иногда препятствующих правильному ходу работы.

Более рациональным способом устранения этого неудобства является усовершенствование, предложенное Уитфильдом. Такой генератор изображен на фиг. 34. Здесь канал, выводящий газ из генератора, помещен не в верхней части, а сбоку, так что выводное отверстие находится под слоем топлива. Воздух, как и в генераторе Дюффа, вдувается под колосниковую решетку. По бокам генератора имеются две трубы, снабженные пароструйными приборами. Назначение этих труб состоит в том, чтобы перегонять из верхней части генератора летучие вещества, выделяющиеся из топлива (углеводороды, пары воды и смолы) в раскаленный слой кокса, при чем как углеводороды, так и пар, притекающий через пароструйный прибор, соприкасаясь с раскаленным коксом, разлагаются: кислород соединяется с углеродом, образуя окись углерода, а водород остается свободным. Так как не все летучие части успевают выделиться в верхней части генератора, и такое выделение летучих веществ продолжается из толстых кусков топлива и в более низких слоях, то для улавливания и перегонки их имеется другая труба, верхнее отверстие которой расположено несколько ниже, чем у первой трубы. При такой перегонке и разложения летучих веществ, кроме того, что газ получается более чистый, но и теплотворная способность газа повышается около 30 процентов.

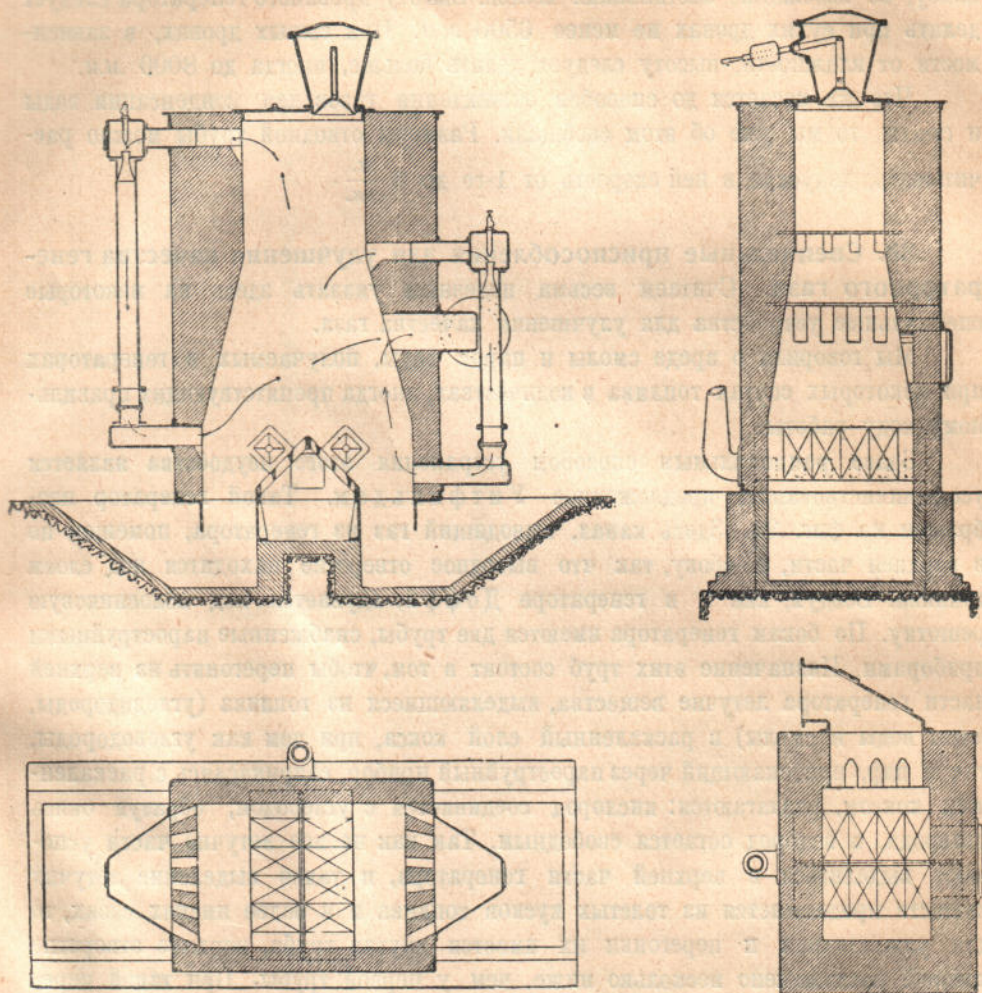
Тот же принцип, но в более простом устройстве, проведен в генераторе, схематически представленном на фиг. 35.

Здесь топливо подсушивается в чугунной коробке *a* по мере своего движения вниз за счет теплоты отходящих генераторных газов. Пары воды вместе с образующимися здесь смолами и другими продуктами сухой перегонки по трубе *b* направляются под колосники. Генераторный газ выходит из *c*. Труба *d*

<sup>1)</sup> См. „Ж. Р. М. О-ва“. 1915 — 2 — 248.



обыкновенно внизу снабжается гидравлическим запором, служащим в то же время копильником для конденсирующихся жидкостей и для регулирования количества возвращающихся в генератор под колосники продуктов. Устройство применимо для всех сортов топлива, при работе с дутьем и без него. При



Фиг. 34

дровах и особенно сырых, где газы выходят сравнительно холодными, коробка *a* становится излишней. В таком случае вход в трубу *в* берется ниже, на уровне приблизительно 1 метра от колошника, где дрова успевают уже несколько подсушиться, и труба *в* снабжается приспособлениями для лучшей конденсации воды (например, ребрами изнутри и снаружи).

Фиг. 36 представляет подобное же устройство. Здесь воздух вводится не только под колосники, но некоторое его количество поступает через *d*, образуя



в генераторе верхнюю зону горения, продукты горения которой после подсушки и подогрева топлива в коробке *a* направляются под колосники по трубе *в*.

Все сказанное о трубе *в* относительно фиг. 35 должно быть повторено и относительно фиг. 36.

Указанный тип генератора тоже может работать на любом топливе, но применение дутья при нем становится необходимостью, так как без него не только в отверстия *d* не пойдет воздух, но через эти отверстия будет выходить газ, вместо того, чтобы уходить через *с*.

**31. Общее устройство регенеративной печи.** Общее устройство регенеративной печи представлено в схеме на фиг. 37. Под печь помещаются 1—2—3—4 камеры „регенераторы“, наполненные кирпичом в клетку так, чтобы между ними свободно мог циркулировать воздух или газ.

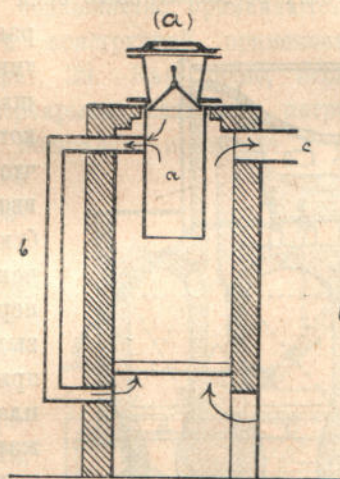
Регенераторы соединены с „распределительными клапанами“ помощью каналов, при чем по каналу *AF* притекает воздух, а по *GF* притекает газ из генератора.

Канал *OF* ведет в дымовую трубу.

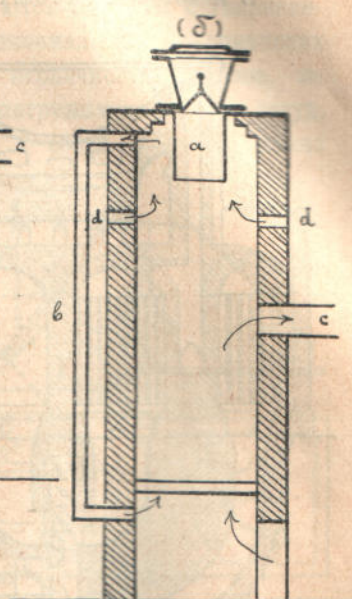
При указанном на чертеже положении распределительного аппарата воздух и газ вступают в регенераторы 1 и 2, подогреваются, проходя около раскаленных кирпичей, и поднимаются в печь, где смешиваются, сгорают и в виде продуктов горения идут в камеры 3—4, отдают здесь кирпичам свою теплоту и охлажденные выходят в трубу.

Когда кирпичи в регенераторах 1—2 значительно охладятся, а в камерах 3—4 нагреются, клапан распределительного аппарата поворачивают, и газы начинают двигаться в обратном направлении, подогреваясь в камерах 3—4 и отдавая свою теплоту в камерах 1—2. Такое устройство дает следующие преимущества:

1) Температура отходящих в трубу газов значительно понижается, вследствие чего увеличивается коэффициент полезного действия печи; наоборот, температура притекающих в печь газов повышается (настолько, насколько они нагрелись проходя через регенератор), а вследствие этого почти настолько же повышается и температура печи, отчего в регенеративных печах можно



Фиг. 35



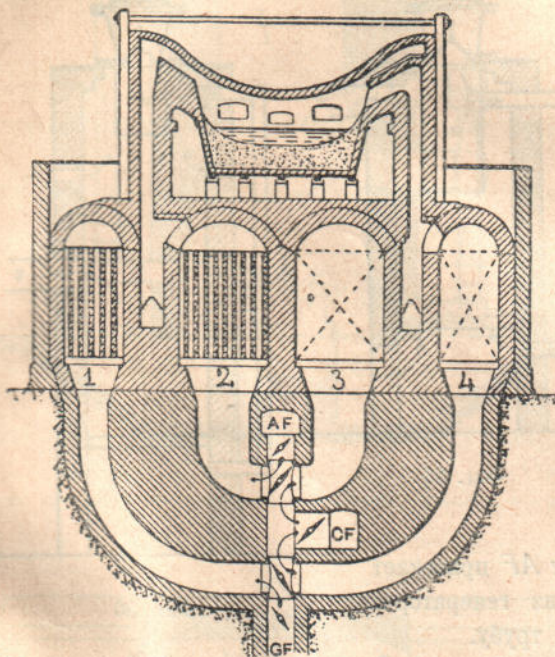
Фиг. 36



получать очень высокие т-ры. Высокая т-ра способствует скорости плавки и всей операции, чем значительно уменьшаются потери от теплопроводности стен.

2) Применение газовой топки допускает употребление топлива очень плохого качества: бурого угля, сырого слабого торфа, сучьев, пней, стружек, опилок и др. Кроме того, как указано выше, газовая регенеративная топка дает большую экономию в топливе, также получается экономия и в ремонте печи, благодаря очень равномерной температуре.

В некоторых случаях регенеративные печи отапливаются нефтью, кото-



Фиг. 37

рая вводится прямо в регенеративную камеру и здесь превращается в газ. Из практики некоторых заводов выяснилось, что печи, работающие на нефти, вводимой в регенератор, требуют более частого ремонта, чем печи, отапливаемые регенераторным газом. Последние выдерживают до 700 плавов, при топке же нефтью число плавов, которое может выдерживать печь, понижается процентов на 30. Кроме того, и расход нефти получается очень значительный, поэтому такой способ теперь оставлен, и, работая на нефти, ее дуют прямо в печь, помощью охлаждаемых водою форсунок, выдвинутых далеко вперед из-за короткой стены печи, или нефть вводится попеременно помощью

капельников то с той, то с другой стороны печи в вертикальные полости, по которым в печь из регенераторов входит подогретый воздух. В обоих указанных случаях газовые регенераторы не нужны (описание устройства регенеративных нефтяных печей на Сормовском и Воткинском заводах — см. „Горный Журнал“, июль 1895 г. Блахер, стр. 216, атлас проф. Павлова по Мартеновскому производству. „The Iron Trade Rev“. 1912, Oct. 10. 676—680, „Ж. Р. М. О.“ 1915, № 6, стр. 708).

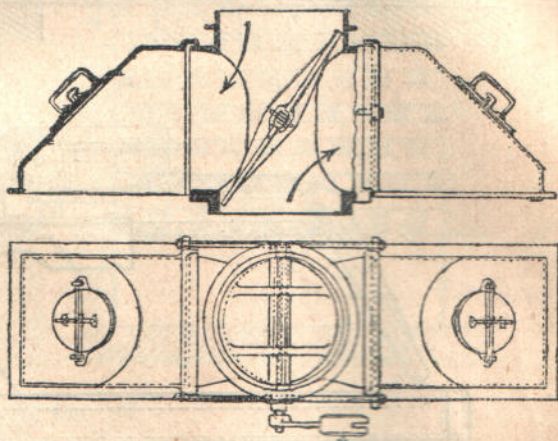
**32. Распределительные клапаны.** Существует очень много конструкций<sup>1)</sup>. Первая, предложенная Сименсом и до сих пор находящаяся в большом

<sup>1)</sup> „Stahl und Eisen“ 1903 г., стр. 166—333—404—456—690—738—891. I. A. July 23—20—03; Sept. 10—22—03; Apr. 28—15—04; 1684—21—12—05; 665—22—2—06; 249—1—8—07. Gies Z. 228—4—08; Z. d. V. d. I. 645—4—05.



распространении, представлена на фиг. 38. Устройство ее ясно из чертежа. С одной стороны поворачивающейся заслонки движутся по направлению стрелок газы в печь, с другой стороны—из печи. Если повернуть заслонку, направление движения газов изменится. Недостатки этой конструкции в том, что вследствие высокой температуры заслонка коробится и не закрывает плотно. При этом газы,двигающиеся по направлению к печи, могут просачиваться в щели и, не попадая в печь, уходят прямо в трубу, причиняя значительные потери.

В настоящее время в большинстве применяются клапаны с гидравлическими затворами. Одна из конструкций, применяемая на американских заводах, представлена на фиг. 39. Как видно, оконечности каналов, по которым движутся газы, перекрыты колпаком, погружающимся в сосуд, наполненный водой. Вода постоянно притекает в сосуд с одного конца и излишек ее стекает через отверстие с другого конца (показано стрелкой). Внутри этого колпака помещается другой колпак меньших размеров, который может соединять средний канал с любым из боковых. Внутренний колпак перемещается, опираясь на рычаги, и для большей легкости перемещения еще уравновешен контргрузом. Для изменения направления движения газов нужно повернуть только рычаг, так же как и в клапане Сименса.

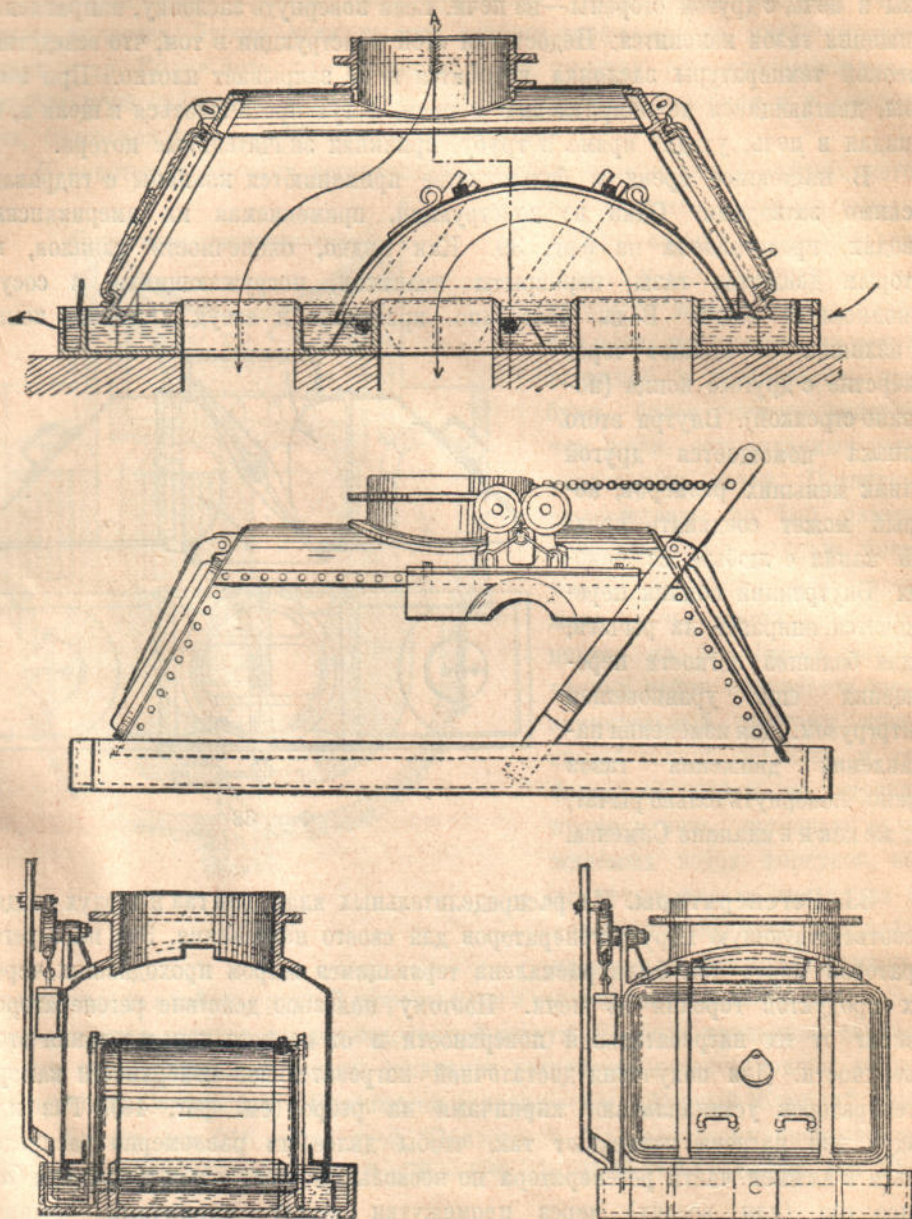


Фиг. 38

**33. Регенераторы.** Из распределительных клапанов газ и воздух входят в соответствующую пару регенераторов для своего нагревания. Эта пара регенераторов перед тем была раскалена теряющимся жаром проходивших через них продуктов горения из печи. Поэтому полезное действие регенераторов зависит от их нагревательной поверхности и от полного использования этой поверхности. Для получения достаточной нагревательной поверхности камеру регенераторов устанавливают кирпичами на ребро (см. фиг. 40). Газ или воздух для нагрева притекают так, чтобы далее им равномерно распределиться в нижней части регенератора по нескольким параллельным каналам (а). Далее, газ (или воздух) через промежутки между кирпичами, установленными на стенках каналов, поднимается вверх внутри регенераторов. Кирпичная насадка камер производится установкой огнеупорных кирпичей обыкновенного размера на ребро крест-на-крест, как показано на чертеже, с образованием промежутков. Пройдя в промежутках между кирпичами всю камеру, газ (или воздух) нагревается на счет теплоты, поглощенной



ранее кирпичами от продуктов горения, имевших движение, обратное вышеописанному.



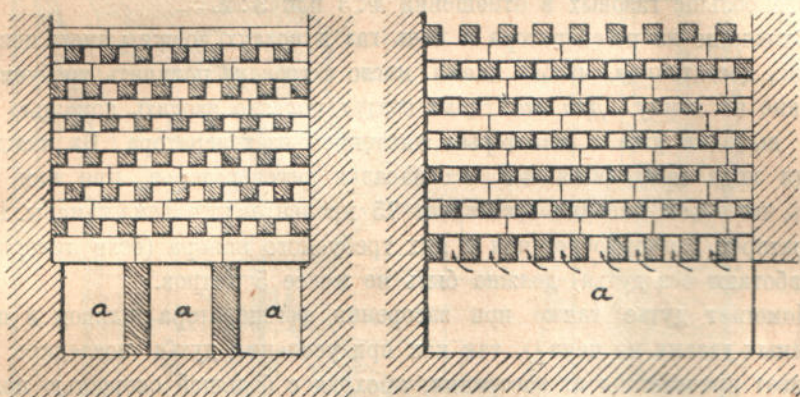
Фиг. 39

Регенераторы располагают под печью или делают их лежащими в виде каналов под полом. То или другое расположение зависит от местных условий.



Для полного использования нагревательной поверхности регенераторов необходимо, чтобы продукты горения, нагревающие насадку, а затем и нагреваемые газ и воздух равномерно делились на струи, заполняющие собою весь регенератор, в котором не должно получаться мертвых мешков. Отсюда понятно, что устройство регенераторов должно быть таково, чтобы движение газов в нем удовлетворяло условиям равномерного распределения потоков (см. Грум-Гржимайло. „Ж. Р. М. О.“ 1912, 5, стр. 573). При движении газов под давлением:

1) Нельзя разделить поток горячих остывающих газов на равные восходящие струи, т.-е. остывающие газы не могут равномерно заполнить собою пространство трубы, разделенное на каналы, если они движутся по ней вверх.



Фиг. 40

2) Чтобы разделить поток горячих остывающих газов на равные части, струям потока должно придать направление вниз и притом под давлением, а не высасыванием.

3) Нельзя разделить холодный нагреваемый поток на равные нисходящие струи, т.-е. нагреваемый газ не может равномерно заполнить собою разделенную на каналы трубу, если он движется по ней вниз.

4) Чтобы разделить поток холодных нагревающихся газов на равные части, струям потока должно придать направление вверх и притом под давлением, а не высасыванием.

Если газ движется не под давлением, а вследствие тяги, то под влиянием тяги, приобретая очень большую скорость, он не может заполнить всего сечения и движется, главным образом, посередине. Для того чтобы газ, движущийся под влиянием тяги (высасывания), мог заполнить всю площадь сечения, эта площадь должна соответствовать минимальной последней площади, стоящей по пути вытягиваемых газов в смысле прохода того же количества газов.



Этим условиям сравнительно хорошо удовлетворяют регенераторы, помещенные под печью: здесь раскаленные продукты горения, охлаждаясь, направляются, хотя и под влиянием тяги, но сверху вниз и, наоборот, холодные нагреваемые газ и воздух движутся под давлением снизу вверх.

Лежачие регенераторы только в том случае могут работать правильно, если отходящие продукты горения входят в них сверху и выходят снизу или если их разбить на ряд камер, при чем в каждую из камер продукты горения по особому каналу подводятся сверху, а выходят снизу. Нагреваемые газ и воздух будут иметь направление обратное.

Так как объем воздуха почти равен объему газа, но газ входит в регенератор из генератора, т. е. несколько нагретым, то воздушные регенераторы делаются больше газовых в отношении 4:3 или 3:2.

Входящие из регенератора в печь газ и воздух должны иметь некоторое давление, достаточное, чтобы пламя могло в горелке получить требуемое направление на ванну. Для этой цели воздух полезно вводить помощью дутья; газ же выходит уже с некоторым давлением из генератора. На каждой  $m^2$  площади пода приходится 4,5  $m^3$  насадки регенераторов, при чем можно принять, что объем насадки составляет 75 процентов от объема камеры. Высота регенераторов для приобретения в них требуемого напора (если генератор и печь работают без дутья) должна быть не менее 5 метров.

Помогает дутье также при засорении регенератора шлаком и пылью, увлекаемых газами из печи<sup>1)</sup>, так как при усилении дутья последнее лучше преодолевает препятствия от засорения, проходя с большей скоростью полученное сужение.

Камеры и заполняющие их сложенные в клетку кирпичи должны быть приготовлены из очень огнеупорного материала. Обыкновенно камеры для подогрева воздуха ставятся внутри, для подогрева газа — снаружи.

**34. Устройство печи<sup>2)</sup>** (фиг. 41, 42). Если печь располагается над регенераторами, то вертикальные стенки камер выводят несколько выше, на них кладут несколько продольных балок, на эти балки кладутся поперечные балки, а на них кладутся чугунные плиты, толщиной около 50 мм, образующие собою дно печи. Таким образом, между верхней частью регенераторов и дном печи образуется промежуток около 400—600 мм, способствующий охлаждению плит.

Боковые продольные стенки выкладываются из огнеупорного кирпича и снаружи обкладываются толстыми чугунными плитами, скрепленными связями. Толщина стенок 300—400 мм; с одной стороны на высоте 900 мм от рабочего пола печи делаются отверстия для загрузки материала; обыкновенно

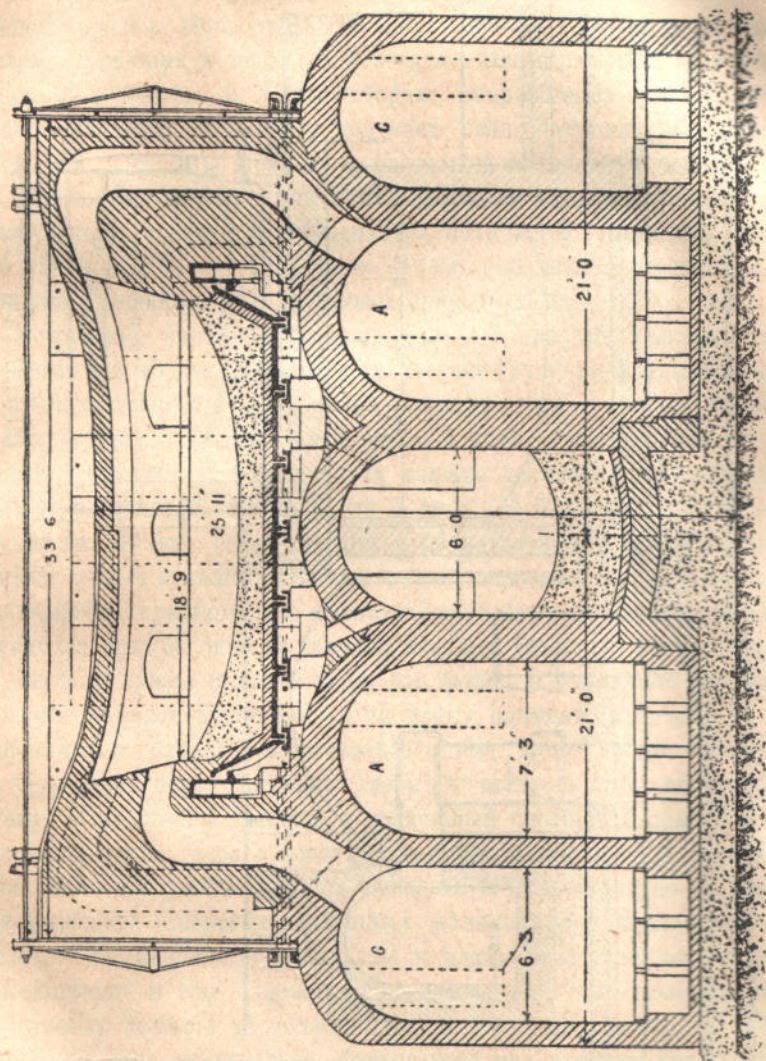
<sup>1)</sup> E. Juon — „Stahl und Eisen“. 1912, 24 Okt. 1774—9; 7 Nov. 1869—75 и „Ж. Р. М. О.“ 1912—5—434—448.

<sup>2)</sup> См. М. А. Павлов. — „Альбом чертежей по мартеновскому производству“. Gille. — „Ueber die Konstruktion der Martinöfen“. „Giesserei-Zeitung“ № 15, 16—07.



их бывает три, размером около 750—500 мм. С другой стороны делается выпускное отверстие.

Остальные две стенки печи имеют значительную толщину (около 1300 мм), так как внутри их проходят каналы, проводящие в печь газы. Так как ча-



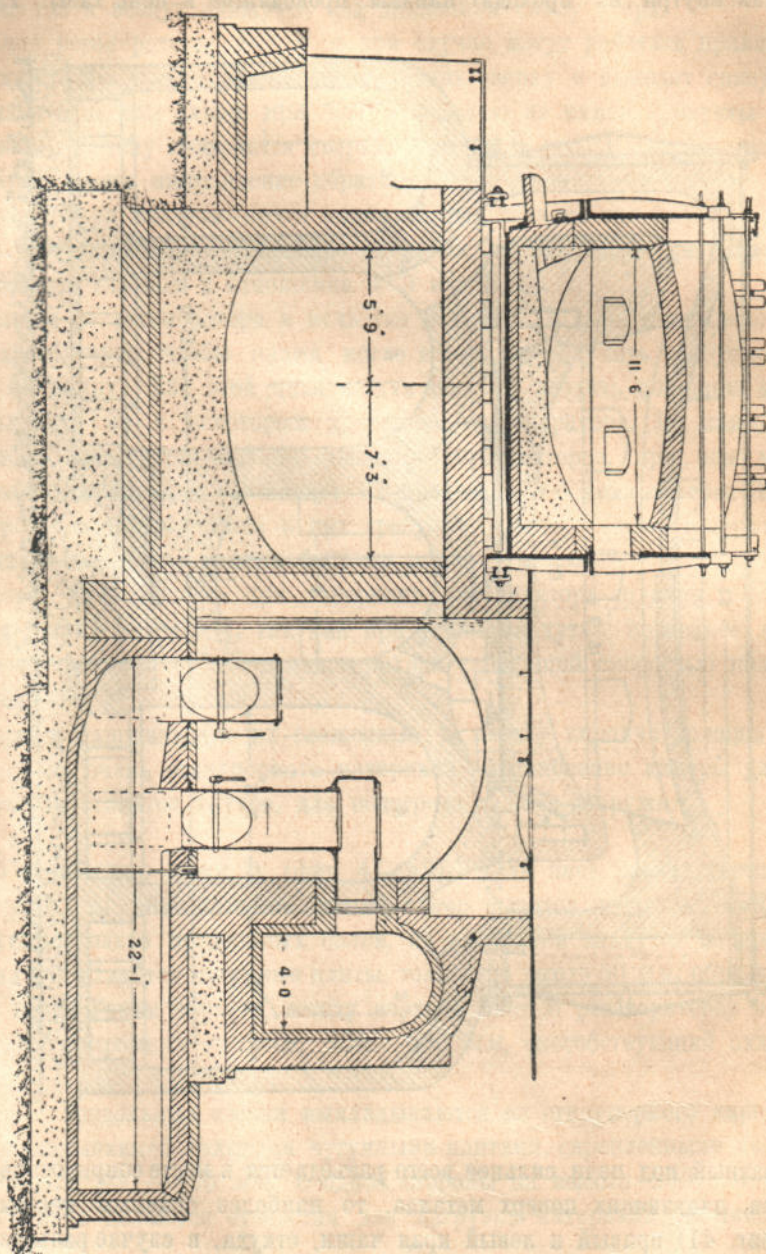
Фиг. 41

шеобразный под печи сильнее всего разъедается в месте соприкосновения с ним шлаков, плавающих поверх металла, то наиболее опасным местом являются (см. фиг. 41) правый и левый края чаши, откуда, в случае разъедания, шлак и металл могут через воздушный и газовый каналы залить регенераторы.

Во избежание указанного обстоятельства оба края чаши предохраняются, охлаждаемыми наружным воздухом, чугунными трубами (холодильниками)



удлиненного прямоугольного сечения, которые в то же время служат как бы балками, держащими на себе правую и левую толстые стенки печи, и на которые упираются боковые, наклонные стенки дна печи, сделанные тоже из чугуна.



Верх печи покрывается сводом. В прежнее время свод печи в продольном направлении делали с большим прогибом книзу, желая этим направить газы



книзу и таким образом повысить пирометрический эффект печи. Но на самом деле направлением пламени, при помощи свода плавильного пространства, достигается лишь то, что наиболее горячие газы, располагаясь вверху, разрушают свод; нагревание же металла от этого ничего не выигрывает.

В настоящее время направление пламени достигается соответствующим наклоном горелки, образуемой из сочетания воздушных и газовых каналов (головок), вводящих в печь газ и воздух. Пламя, выходя из горелки под давлением, полученным в регенераторах, направляется на ванну металла на том же основании, на котором получает свое направление пламя паяльной лампы (см. фиг. 43). Поэтому в настоящее время верх печи над ванной делают или горизонтальным или даже выпуклым кверху, так как при этом и кладка меньше страдает и температура получается выше (см. фиг. 50). Но и при такой кладке те части печи, в которых оканчиваются каналы, приводящие газы, делаются всегда сильно приподнятыми.

Воздушные каналы выводятся выше, а газовые несколько ниже, чтобы более тяжелый воздух и более легкие газы лучше перемешивались. Воздушные каналы, выходя в печь, сильно расширяются, так что занимают почти всю ширину печи. Вертикальные каналы идут, чередуясь между собой: воздушный и газовый. В малых печах каналы делаются так, что газы смешиваются и загораются еще до входа в печь. В больших печах в этом нет необходимости. Лучше перед входом в печь газовые и все воздушные каналы соединять общим каналом, из которого газы поступают в печь, при этом смешение происходит более равномерное и действие печи не будет особенно сильно нарушено в том случае, если бы один из каналов, ведущих газ из регенераторов, засорился.

Вообще нужно иметь в виду, что форма и различное относительное расположение каналов будет влиять на длину пламени, а потому и конструирование каналов должно сообразоваться с тем, какое пламя желают получить. Чем энергичнее перемешивание газов и воздуха, тем короче будет пламя. Поэтому, если каналы газовый и воздушный соединить еще до выхода в печь, то перемешивание газов с воздухом получится хорошее и пламя будет короткое. Если воздушные каналы выводить в печь отдельно от газовых, располагая выводные отверстия воздушных каналов над выводными отверстиями газовых, — смешение получится хуже и пламя будет длиннее; еще хуже будет перемешивание и еще длиннее будет пламя, если выводные отверстия газовых и воздушных каналов располагать рядом, на одной высоте.

Самая печь значительно возвышается над уровнем пола литейной, чтобы можно было под выпускное отверстие подводить большие ковши на тележках. С передней части перед печью делается балкон, на котором помещаются рабочие при проколачивании выпускного отверстия и для наблюдения за выпуском (фиг. 42).

Около загрузочных окон<sup>1)</sup> устроен тоже возвышенный рабочий пол, на котором размещается материал для плавки (фиг. 42).

<sup>1)</sup> Карг. загрузки печей, „Gisseries-Zeitung“ 46—1—05.

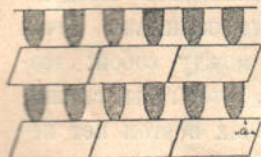


Регенераторы имеют целью принять на себя тепло отходящих газов печи и затем передать полученное тепло нагревающимся воздуху или газу, входящим в печь.

Поэтому регенераторы должны:

- 1) иметь возможно более свободное сечение для прохода газов,
- 2) иметь возможно большую поверхность, омываемую газами,
- 3) иметь возможно меньше горизонтальных площадок, не омываемых потоком газов, на которых вследствие этого скопляется пыль, расплавляющаяся и загрязняющая проходы,
- 4) укладываться достаточно устойчиво,
- 5) иметь возможно более простую форму, дающую возможность иметь материал не дорого стоящий, и
- 6) легко разбираться при ремонте и легко перекидываться в новую клетку.

В этом отношении, особенно в пунктах 4, 5, 6, сравнительно хорошо удовлетворяет клетка из обыкновенных размеров кирпича, поставленного на ребро, как показывает фиг. 40.



Фиг. 43

Из новых форм кирпичей, особенно удовлетворяющих первым 3-м пунктам и не менее (фиг. 40) удовлетворяющих остальным 3-м пунктам, укажем на насадку Dietrich'a (фиг. 43).

Для литейных целей, вследствие малой потребности в литом металле, обыкновенно употребляются печи сравнительно малых размеров.

Но нужно иметь в виду, что чем печь больше, тем она экономичнее использует топливо.

**35. Устройство пода.** Так как в зависимости от материалов, употребляемых для процесса, таковой должен вестись на выгорание тех или других примесей, то, согласно § 19, для возможности хода того или другого процесса под должен быть сделан или из кислого или из основного материала.

Под (фиг. 41—42) делается в виде чаши, глубина которой зависит от процесса: если ведется процесс, при котором идет бурная реакция выделения газов (окисление чугуна рудой на основном поду — „рудный процесс“), то под делается глубже; в случае сравнительно медленного выделения газов (при сплавлении чугуна с железным ломом, окисление чугуна газами и шлаками, образующимися во время реакции на кислом или основном поду — „скрап-процесс“) под делается сравнительно меньшей глубины<sup>1)</sup>.

Под имеет к задней стенке печи уклон, оканчивающийся выпускным отверстием, как видно на фиг. 44. В той же задней стенке, в случае кислого пода, часто делается небольшое окно ( $r$ ), служащее для наблюдения и при- садок веществ для доводки металла.

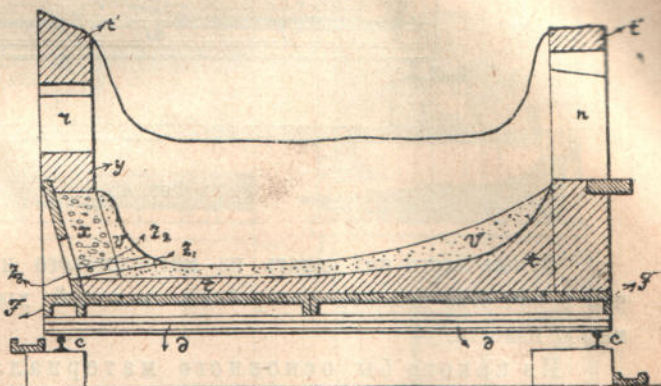
<sup>1)</sup> О форме ванны см. „Ж. Р. М. О.“ 1912 — 2, стр. 169 и 1915 — 3, стр. 361 — 6.



В основных печах этого окна не делают вследствие того, что операция в основных печах идет очень бурно и при более высокой т-ре, отчего окно это подвергается порче.

При кислом поде (фиг. 44) обыкновенно нижняя часть его, прилегающая к чугунным доскам, выкладывается из огнеупорного кварцевого кирпича, верхняя же поверхность (как будет указано при объяснении пуска печи в действие) наваривается из кислой набойки.

На фиг. 44—кирпичная кладка,  $v$ —наваренная часть пода. Выпускное окно заделывается набойкой Ганистера (смесь из огнеупорной глины, чистого кварцевого песка и молотого огнеупорного кирпича). Эта набойка рыхлее, чем набойка пода, и в случае застывания стали в выпускном отверстии (шпуре) имеется возможность пробить отверстие рядом и выпустить металл. В этой набойке оставляется отверстие—шпур, заделываемое с внутренней стороны печи смесью из чистого кварцевого песка с глиной и коксовым мусором; средняя часть шпура иногда заделывается коксовым мусором, иногда—глиной; наружная часть



Фиг. 44

всегда заделывается глиной. На фиг. 43  $x$ —заделки из ганистера выпускного окна,  $y$ —арка, перекрывающая выпускное окно,  $z_1$ —внутренняя заделка шпура,  $z_2$ —средняя заделка и  $z_3$ —наружная.

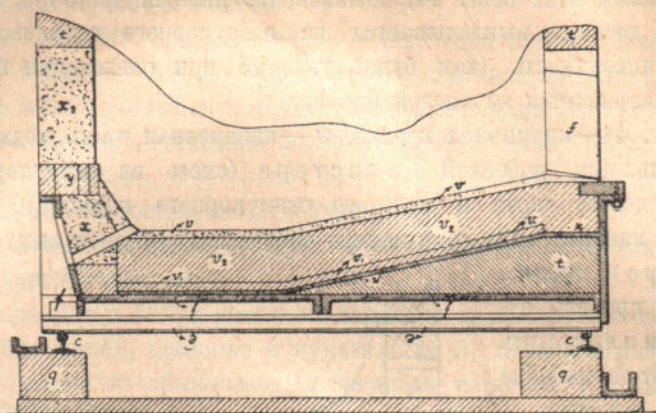
Общее правило устройства основных печей состоит в том, что все соприкасающееся с расплавленными металлом и шлаком должно быть сделано из основного материала; остальные же части могут быть сделаны безразлично—из основного, кислого или нейтрального материалов, но кислый материал, содержащий глинозем (например, глину) и основной материал должны разделяться друг от друга слоем, лучше всего нейтрального вещества, так как глинозем легко сплавляется с основным огнеупорным материалом. Чистый магнезит может соприкасаться с чистым кварцевым кирпичом (динас), как почти не содержащим глинозема.

Нейтральным веществом служит сырой хромистый железняк в кусках, набойка хромистого железняка и кирпич из него.

Основным материалом служат. 1) доломитовая или магнезитовая набойка, состоящая из смеси порошка, сильно обожженного,



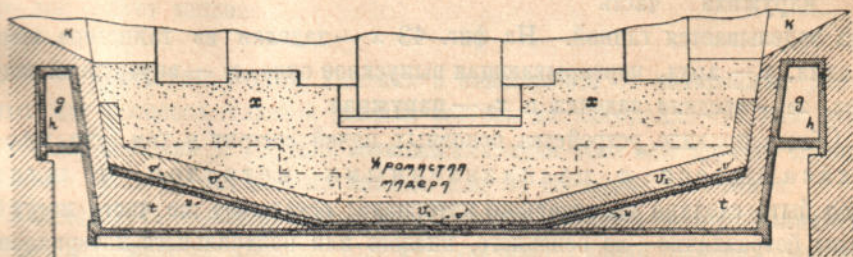
сортированного после обжига доломита или магнезита с вполне обезвоженною смолою. Эта набойка набивается при постоянном нагревании пода и при помощи нагретых докрасна трамбоек и 2) магнезитовый кирпич.



Фиг. 45

Лучше всего под делать из магнезитового и хромистого кирпича, при чем в качестве цемента употреблять молотый хромистый железняк с примесью извести.

Из какого бы основного материала ни был сделан под, всегда поверх него наваривается (способ наварки будет объяснен



Фиг. 46

далее) слой доломита или еще лучше — магнезита; к последнему для придания спекаемости прибавляют 5% основного шлака.

На фиг. фиг. 45, 46 представлено одно из устройств основного пода: *t* — огнеупорный кварцевый кирпич; *u* — нейтральный слой из хромистой набойки; *v1* — магнезитовый кирпич, положенный „в лежку“; *v2* — он же, положенный „стоймя“; *v* — наварка из магнезитовой набойки; *x1* — *x2* — хромистая набойка (хромистая мадера) из порошка хромистого железняка со смолою, при чем *x1* заполняет выпускное окно; *y* — свод из магнезитового

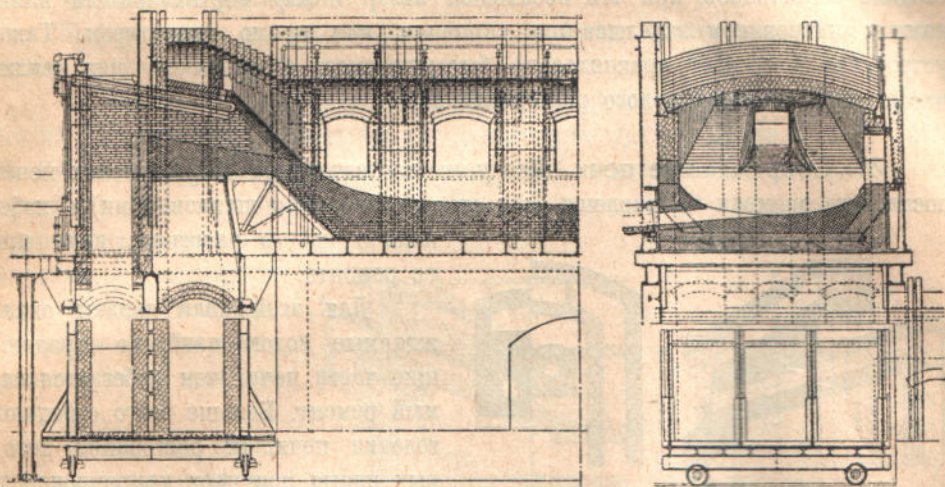


кирпича, перекрывающий выпускное окно;  $t_1$  и  $t_2$  — кварцевый кирпич, на котором покоится обыкновенный кислый свод.

Шпур в основных печах заделывается с внутренней стороны доломитовой набойкой со смолою (доломитовая мадера); в середине набивают коксовый мусор, а снаружи шпур заделывается глиной.

С внутренней стороны поверх мадеры забрасывается 2 — 3 лопаты обожженного доломита или магнезита.

**36. Шлаковики.** Вследствие происходящей бурной реакции в плавильном пространстве, образуются (как при кипении воды) мелкие брызги шлака, которые



Фиг. 47

увлекаются из печи током продуктов горения и, если их по дороге не осадить где-либо, садятся на решетку регенератора, заполняя, главным образом, верхние ее слои и закрывая проходы для газов.

Во избежание этого обстоятельства в настоящее время по дороге из плавильного пространства к регенераторам устраиваются особые камеры, называемые шлаковиками, которые служат для улавливания шлака, что в несколько раз увеличивает время работы регенераторов.

Устройство шлаковиков основано на принципе перемены скоростей и направлений движущихся газов, несущих пыль. Если горячему потоку газа придать быстрое движение вниз (подбором соответствующего сечения канала), а затем (расширив канал) дать газам медленное горизонтальное течение, после чего направить их вверх, то в горизонтальном канале газы будут двигаться по верху, образуя внизу мертвый мешок<sup>1)</sup> и твер-

<sup>1)</sup> См. „Ж. Р. М. О-ва“. 1912, № 5, стр. 573, „Ж. Р. М. О-ва“. 1912, № 6, 587 и стр. 797.

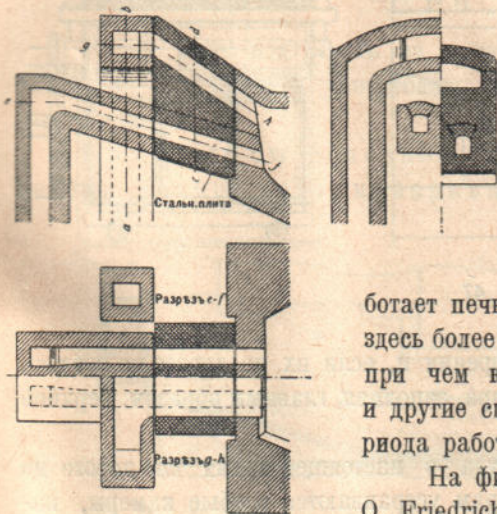


дые частицы, получившие живую силу по направлению вниз, попав в этот мешок, будут оседать на дно канала, обращенное в камеру для собирания увлеченного газами шлака.

На фиг. 47 представлено новое устройство шлаковиков, разработанное Blair Engineering Co, позволяющее их менять по мере наполнения, что еще больше удлиняет работу печи. Шлаковики поставлены на тележку, установленную на рельсы, и скрепляются вертикальными железными балками, приклепанными к раме тележки.

Тележка с шлаковиком подходит под низ кладки вертикальных каналов, установленных на особых балках; на нижней части этих балок покоятся сводики шлаковиков, при чем небольшой зазор между вертикальными каналами и шлаковиком заделывается кирпичом или прямо гашестером. Такое устройство допускает сравнительно быструю смену шлаковиков, чем исключается необходимость нового разогрева печи.

**37. Современные печи.** Все усовершенствования Мартеновских печей последнего времени направлены (как это сделано и со шлаковиками) к избежанию нового разогрева печи при ее ремонте.



Фиг. 48

Для этой цели делают охлаждаемые водою наиболее страдающие части печи, чем избегается самый ремонт. Больше всего страдают головки печи, от разгорания которых пламя получает направление к своду и не только неправильно ра-

ботает печь, но еще сильно страдает свод; поэтому здесь более всего сказались энергия изобретателей, при чем кроме охлаждения водою применяются и другие способы, направленные к удлинению периода работы печи без нового ее разогрева.

На фиг. 48 представлена сменяемая головка O. Friedrich завода Julenhütte, где заштрихованная часть поднимается краном или отводится на тележке и сменяется попеременно — одну неделю с одной, а другую — с другой стороны печи, при чем вся операция занимает  $4\frac{1}{2}$  — 5 ч. времени.

На фиг. 49 представлена „корзина“ Ждановича.

В случае разгорания головки до обозначенной пунктиром части, по предложению Ждановича, следует, проломав снаружи кладку вертикальных каналов от А до В, выложить свод у 1, 2, 3 и 4, как показано на фиг., и помощью крана подвести „корзинку“, которую приложить на огнеупорном растворе к кладке головок и прикрепить к последней подвешиванием к ттягам Е



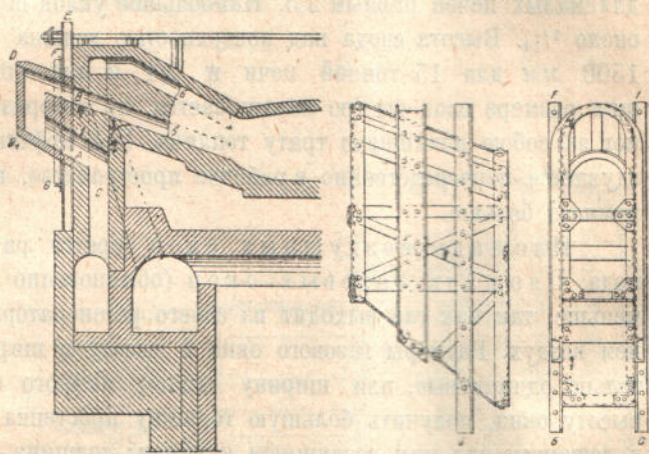
и привинчиванием болтами к вертикальным уголкам каркаса. Затем под „корзину“ следует подвести фундамент и соединить ее анкерными болтами с корпусом печи; после этого выкладывается задняя стенка *DD*. Вся операция занимает 12 час. времени, и таким образом через 24 часа печь можно снова загружать.

В результате, вследствие значительного отдаления головок от действия жара, печь после ремонта получает даже некоторые преимущества перед неремонтированной печью:

- 1) более постоянное правильное направление пламени,
- 2) долговечность свода,
- 3) уменьшение расходов на ремонт печи,
- 4) экономия топлива,
- 5) увеличение производительности печи в год, происходящее от уменьшения простоев во время ремонта.

Во избежание частого ремонта свода Orth <sup>1)</sup> предложил, при выкладке его из 12" кирпича, располагать (на расстоянии друг от друга в 24") арки из 18" кирпича, выступающие в виде гребней над сводом и придающие ему прочность даже при сильном прогорании. Если же свод в каком-либо месте и прогорит, то его легко исправить выкладкой арок между гребнями, которые являются достаточно прочной для них опорой.

На заводах, имеющих доменные печи, чугун для мартена теперь почти всюду берется в жидком виде из домен, для чего имеются очень разнообразные устройства для загрузки жидкого чугуна, а также и транспортирующие устройства. В литейных, не обладающих домнами, иногда для расплавления металла ставят вагранки. Для того чтобы урегулировать своевременную подачу жидкого чугуна в мартен, теперь в большинстве случаев по дороге между домной (или вагранкой) и мартеном устраивают, отапливаемые на принципе регенерации, хранилища жидкого чугуна, Миксеры, обыкновенно один на 2—3 мартена, куда вливается из домен (или вагранки) жидкий чугун и откуда он берется для мартена по мере надобности.



Фиг. 49

<sup>1)</sup> См. „The Iron Age“, 1915 Dec., 2, 1284.



В последнее время Миксерами стали пользоваться для рафинирования чугуна и предварительной подготовки его для ускорения работы в мартене.

Ведение мартеновского процесса на жидком чугуне, главным образом, применяется для производства болванок для прокатки, так как в крупном производстве оно имеет особенное значение в смысле экономии в топливе, увеличения производительности и непрерывности процесса. Литейное дело в громадном большинстве случаев не требует такой большой производительности.

Для литейного дела более всего пригодны кислые печи, в которых процесс протекает не так бурно и потому с гораздо меньшим поглощением газов.

**38. Размеры печи** <sup>1)</sup>. Печи строятся очень разнообразных размеров для плавки: от 4 до 60 тонн. В литейных редко встречаются печи больше чем для плавки 15 тонн. Можно считать, что для плавки 1 тонны стали (при глубине металлической ванны в 300 мм) достаточно в небольших печах 1 кв. метра поверхности кислого пода; поверхность основного пода должна быть на 18 процентов больше, так как основной шлак во время операции сильно пенится, отчего и занимает больший объем. Отношение длины к ширине печи берется для малых печей равным 2,5. Наибольший уклон пода к выпускному отверстию около  $\frac{1}{14}$ . Высота свода над поверхностью должна быть 1600 мм и не менее 1500 мм для 15-тонной печи и 2,4 м для 60-тонной печи; при меньшем размере свод быстро изнашивается, но несоразмерно большой свод влечет за собою излишнюю трату топлива. При нефтяном отоплении, когда нефть вдвигается непосредственно в рабочее пространство, высота свода должна быть немного больше.

Площадь воздушных окон берется равной 0,0225 от площади пода. Площадь газовых окон (обыкновенно два) делается в 1,2 раза меньше, так как газ выходит из своего регенератора под большим напором, чем воздух. Размеры газового окна в высоту и ширину делаются приблизительно одинаковые, или ширину делают немного больше, чтобы, уменьшив высоту окна, получить большую толщину простенка между газовым каналом и лежащим над ним воздушным каналом; толщина этого простенка не должна быть меньше 300 мм.

Части каналов, подходящие к выводным отверстиям, делаются наклонными к горизонту (фиг. 50). Дно газовых каналов имеет уклон  $12^\circ$ — $18^\circ$ , а дно воздушных каналов имеет уклон  $30^\circ$ — $40^\circ$ . Большой уклон дается для того, чтобы направляемый ими воздух двигался по направлению книзу и

<sup>1)</sup> См. более подробно: размеры мартеновских печей по эмпирическим данным проф. Павлова „Ж. Р. М. О“. № 4, стр. 169—1910 г.

См. Engineering. 470—10—13.

О форме ванны и площади пода см. „Ж. Р. М. Об-ва“ Б. Старк. 1912—2 стр. 169 и В. Грум-Гржимайло, 1915, № 3, стр. 361—6.

Расчет печей по Грум-Гржимайло — „Горный Журнал“. 311—6—05 (несколько устарел, гидравлического расчета нет).



лучше перемешивался с газом. Чем короче печь, тем больший должен быть уклон, чтобы получить лучшее перемешивание и более короткое пламя.

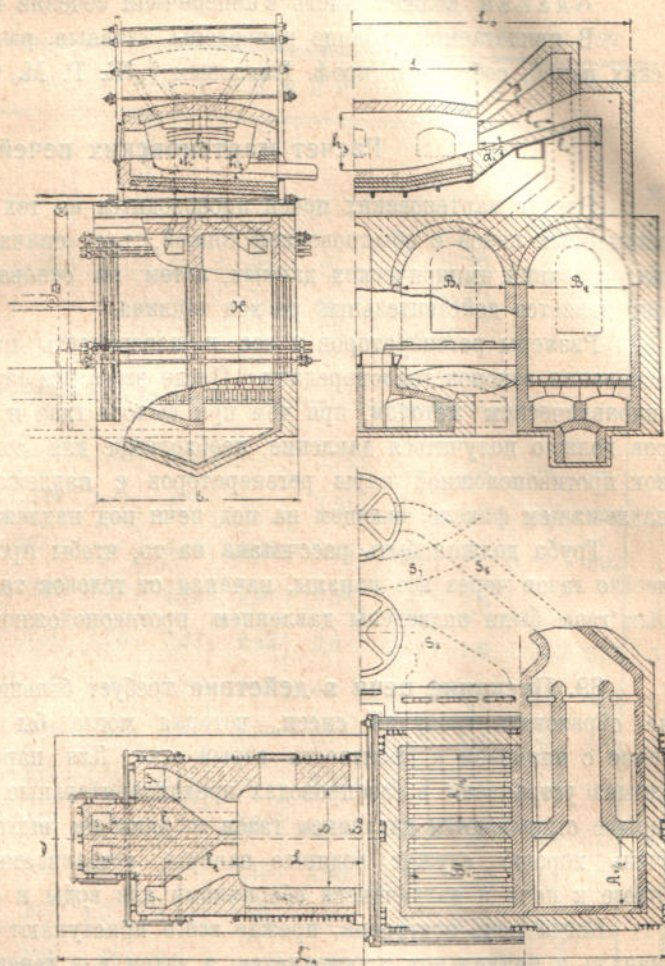
Вертикальные части каналов помещаются в такой части печи, где они не стеснены, а потому им можно давать поперечное сечение в 1,5 раз больше, чем у выводных окон, при чем размеры газовых каналов можно брать такие же, как и у воздушных.

Воздушный распределительный клапан рассчитывается, принимая, что на 1 кв. метр площади пода печи нужно иметь 300 см площади сечения клапана.

Газовый клапан берется в 1,2 раза меньше.

Каналам от генератора и воздушным придаются площади сечения в два раза большие, чем сечения клапанов.

Канал, соединяющий клапаны с дымовой трубой, должен иметь площадь сечения, равную сумме площадей воздушного и газового каналов.



Фиг. 50

Дымовая труба у основания должна иметь сечение, равное площади сечения подводящего канала.

Высота трубы делается в 25 — 30 раз больше, чем диаметру у основания. Высота в 30 — 35 м достаточна для печей среднего размера.

### Печи, работающие на нефти.

Площадь пода рассчитывается так же, как и у газовой печи.

Расстояние от поверхности ванны до свода 1800 — 2000 мм.



Площадь воздушного окна, через которое проходят все газы, должна быть 0,04 от площади пода.

Дымовой ход должен иметь в поперечном сечении  $850 \text{ см}^2$  на  $\text{м}^2$  пода.

Клапан должен иметь в поперечном сечении  $425 \text{ см}^2$  на  $\text{м}^2$  пода.

В прилагаемой таблице приведены главные размеры малых мартеновских печей, собранные проф. Павловым („Ж. Р. М. О.“ № 4, 1910 г.).

### Расчет мартеновских печей.

Расчет мартеновских печей производится на тех же основаниях, как и пламенных печей с обыкновенной топкой, т.-е. сначала печь рассчитывается на основании эмпирических данных, затем на основании теплового баланса определяется действительный расход топлива.

Размеры регенераторов и вес и поверхность насадки проверяются на основании законов теплопередачи. После этого все размеры печи проверяются гидравлическим методом, при чем при выходе газа и воздуха из регенераторов должно получиться давление, необходимое для доведения газов до головок противоположной пары регенераторов с надлежащими скоростями, при надлежащем факеле, бьющем на под печи под надлежащим углом.

Труба должна быть рассчитана на то, чтобы протянуть потребное количество газов через все каналы, начиная от головок тех регенераторов, к которым газы были подведены давлением противоположной пары регенераторов.

39. Пускание печи в действие требует большой осторожности, чтобы не образовать гремучей смеси, которая могла бы прийти в соприкосновение с пламенем и произвести взрыв газа. Для парализования возможного взрыва устраивают в газопроводах предохранительные клапаны, которые при взрыве открываются давлением газов и дают им выход. Такими клапанами очень хорошо служат водяные запоры, устраиваемые в газопроводах по дороге к печи и являющиеся сборниками для воды и смолы.

Когда печь построена, прежде всего приступают к ее сушке, для чего сначала в плавильном пространстве, а затем и в генераторе разводят слабый огонь и перекидывают время от времени (по преимуществу через час) клапана, пуская горячие продукты горения из генератора и из плавильного пространства то в ту, то в другую пару регенераторов. Когда таким образом печь, генератор, регенераторы и каналы просушатся (на что требуется не менее недели), то приступают к получению генераторного газа.

Для этой цели прежде всего разобщают генератор от общего газопровода и нагружают в генератор дрова, так, чтобы они покрыли все колосники; при этом все время погрузную коробку оставляют открытой. Когда дрова разгорятся, приступают к загрузке того топлива, на котором генератор работает. Когда загруженное топливо разгорится и из отверстия для загрузки начнут



# Размеры современных мартеновских печей <sup>1)</sup>

К стр. 100

Порядковый № и тип печи.	Г	РАБОЧЕЕ ПРОСТРАНСТВО.						Г О Л О В К И.						РЕГЕНЕРАТОРЫ.				ДЫМОХОДЫ.		Порядковый №	МЕСТО, ЗАНИМАЕМОЕ ПЕЧЬЮ.		ОТНОШЕНИЯ РАЗМЕРОВ.																Порядковый №				
		П о д.			Высота свода.		Расстояние.	Площадь окон.		Уклон.		Сечение верт. канал.		Расст. верт. кан. до окон.	Газовый, объем:		Воздушный, объем:		Газо- вый.		Воз- душн.	Д л и н а.	Ш и р и н а.	По головкам, метр.	По регенерато- рам, метр.	Между обстав. досками, метр.	По регенерато- рам, метр.	$T: (Q + Q_1)$	$T: (Q_2 + Q_1)$	$S: (Q + Q_1)$	$S: (Q_2 + Q_1)$	$\frac{Q_2}{Q_1}$	$\frac{s_2}{S}$	$\phi_{\text{п}}$									
		Длина, метр.	Ширина, метр.	Площадь, кв. м.	Над полом, миллиметров.	Над порог. са- дочн. окна, м.м.		От порога до вып. отверст. миллиметров.	От порога раб. окна до порога газов. окна, м.м.	Газовых, кв. сантиметров.	Воздушных, кв. сантим.	Газовых кан- лов.	Воздушных каналов.		Воздушных каналов.	Газовых, кв. сантиметров.	Воздушных, кв. сантим.	Газовых, ме- тров.																	Воздушных, метр.	Камер, куб. метр.	Насадок, куб. метр.	Камер, куб. метр.		Насадок, куб. метр.	Сечение, кв. сантиметров.	Сечение, кв. сантим.	
							$L$							$E$					$S$		$h_2$	$h_1$	$h_2$	$h$	$s_1$	$s_2$	$\alpha^\circ$	$\alpha^\circ$	$\alpha^\circ$	$s_3$	$s_4$	$l_1$	$l_2$	$Q_1$									$Q_1'$
1 — I.	10	5,5	2,4	13,20	1525	1150	450	230	1600	1800	16	36	39	2116	2116	2,00	2,00	18,00	—	18,00	—	—	—	1	11,2	15,0	3,41	3,85	1,32	2,29	160	121	180	136	1,13	3,60	—	2,73	—	1,0	—	—	1
2 — I.	10	5,8	2,3	13,30	—	900	400	100	2470	3240	12	40	48	4000	4000	3,38	2,00	23,39	—	23,35	—	3530	3530	2	10,6	15,16	3,50	4,36	1,33	2,52	247	186	324	244	1,31	4,67	—	3,51	—	1,0	265	265	2
3 — I.	12	5,6	2,58	14,45	1605	1260	480	нефт	ная	—	—	—	—	6720	—	1,6	нефт	ная	50	41	нефт.	10000	3	10,6	15,16	3,50	4,36	1,20	2,17	нефт	ная.	—	1071	—	4,17	3,42	3,46	2,84	—	—	692	3	
4 — I.	15	6,16	2,6	16,02	1760	1500	300	300	2560	3760	31	31	38	3840	6580	2,5	1,5	28,3	21,5	28,3	21,5	—	—	4	12,62	14,50	4,20	4,26	1,07	2,37	170	160	250	235	1,47	3,78	2,87	3,54	2,69	1,0	—	—	4
5 — I.	14	6,7	2,42	16,21	1870	1420	500	450	2560	3200	16	37	43	3260	3725	3,44	1,62	22,6	17,2	22,6	17,2	3900	5300	5	15,2	15,2	3,56	3,85	1,11	2,77	183	158	228	198	1,25	3,23	2,45	2,8	2,12	1,0	241	327	5
6 — I.	15	6,44	2,55	16,42	—	1210	660	150	2650	3360	18	38	42	5400	5400	3,4	2,0	39,4	—	39,4	—	4970	4970	6	—	14,78	4,10	—	1,10	2,53	177	161	224	204	1,27	5,26	—	4,8	—	1,0	303	303	6
7 — I.	15	7,00	2,375	16,63	1950	1500	400	400	2450	3375	17	31	41	3220	4150	2,0	2,0	22,6	17,2	22,6	17,2	3900	5300	7	12,6	15,2	3,45	3,85	1,11	2,95	163	147	225	203	1,38	3,01	2,39	2,72	2,07	1,0	235	319	7
8 — I.	18	6,3	3,0	18,90	—	1200	600	200	3300	4480	15	34	44	5400	4050	3,4	2,06	60,0	—	60,0	—	2300	2300	8	14,6	17,4	4,50	—	1,05	2,1	183	175	249	237	1,36	6,67	—	6,32	—	1,0	122	122	8
9 — I.	20	7,5	2,6	19,50	1900	1400	500	200	4000	4800	18	31	35	5000	5000	1,5	1,5	45,3	36,2	45,3	36,2	6400	6400	9	12,26	19,15	4,13	5,00	0,975	2,9	200	205	240	246	1,20	4,53	3,62	4,65	3,71	1,0	328	328	9
10 — I.	27	8,0	3,2	25,60	2500	1800	820	520	3200	6400	12	25	34	6000	6000	3,75	2,0	57,9	37,7	68,7	47,6	9000	9000	10	17,28	18,30	4,5	5,94	0,95	2,5	119	125	237	250	2,0	4,7	3,16	4,95	3,33	1,19	352	352	10
11 — I.	30	8,0	3,3	26,40	2280	1680	700	450	2850	5400	15	31	38	8400	8400	3,3	1,7	58,6	34,2	65,3	40,2	10000	10000	11	16,80	17,80	4,50	5,64	0,88	2,42	95	108	180	205	1,9	4,13	2,48	4,69	2,82	1,11	380	380	11
12 — I.	40	9,2	3,5	32,20	2350	1790	760	420	5400	8100	31	31	38	4680	7150	2,80	1,85	51,4	—	60,5	—	—	—	12	16,58	19,00	4,8	5,08	0,805	2,63	135	168	203	252	1,50	2,8	—	3,48	—	1,18	—	—	12

<sup>1)</sup> Сравнение регенеративных плавильных печей и данных для их постройки (таблицы существующих печей). — „The Iron Age“. 740—21—9—05. Хорошие чертежи печи с данными относительно работы и числа плавов. — „The Iron Age“. 11—1—07.



выделяться горючие газы, их зажигают и заставляют гореть, пока не установится постоянное пламя. Тогда загружают генератор до верху, запирают его погрузной клапан и крышку погрузной коробки, отчего пламя в верхней части генератора тухнет за отсутствием воздуха для горения газов.

В дальнейшем ведут дело так, чтобы избежать образования гремучей смеси, и если эта смесь по необходимости образуется, то чтобы эта смесь никоим образом не приходила в соприкосновение с огнем. Пока происходит пускание в действие генератора, в то же время не перестают прогревать плавильное пространство дровами, все усиливая жар, при чем держат его непрерывно в соединении с трубою. С получением в генераторе горючих газов все наружные отверстия печи наглухо замазываются глиной, отчего продукты горения наполняют собою регенераторы и все каналы, до перекидных клапанов включительно, вытесняя воздух, который в печи вследствие этого может остаться лишь в весьма сильно разбавленном виде.

После закрытия погрузной коробки генератора, по прошествии некоторого времени, постепенно открывается заслонка, ведущая газ из генератора в общий газопровод.

Газ (он, как было сказано выше, вполне потушен) входит в газопровод и через снабженный выводною трубою люк у перекидных клапанов выводится наружу, пока не вытеснит собою весь воздух из газопровода. Затем закрывают выход газа наружу и осторожно открывают клапан перед перекидными клапанами, чем свободный от воздуха газ вводится в раскаленную печь, где он тотчас же и загорается.

После этого начинают открывать воздушный клапан и когда его совсем откроют, можно считать, что печь пущена в ход.

Понемногу т-ра в печи поднимается, и когда она достигнет нормальной величины, приступают к наварке пода, — кислого или основного, в зависимости от процесса.

Для этой цели забрасывают навариваемый материал и разравнивают тонким слоем в углах откосов печи. Когда этот слой зашлакуется, забрасывают новый, столь же тонкий, выравнивая им сначала углы откосов, а потом и весь под. Таким образом наваривают все новые и новые слои, пока не получится слой требуемой толщины.

Тогда приступают к завалке чугуна и других материалов для получения стали.

**40. Плавка стали.** Приготовление стали основывается на следующих принципах: 1) сплавление чугуна с железом с получением сплава, содержащего углерод больше, чем в железе и меньше, чем в чугуне; 2) сжиганием углерода, содержащегося в чугуне, до требуемого в стали содержания, при чем в то же время, конечно, должны быть удалены и те примеси чугуна, которые вредны для стали (Si, P, S). Сжечь углерод, содержащийся в чугуне, можно или а) непосредственно кислородом воздуха или б) кислородом, заклю-



ченным в руде, шлаках, окалине и т. п. в виде кислородных соединений железа и марганца.

Всякий мартеновский процесс производится с помощью присадок старого железного лома, и при всяком процессе происходит сжигание углерода кислородом воздуха и кислорода, увлеченного в шлаки и содержащегося в окалине. Если процесс ведется без прибавки руды, то он называется скрап-процессом, если руда прибавляется, то процесс называется рудным.

Если ведется рудный процесс, то хотя из руды и отнимается часть кислорода, но большая часть  $\text{FeO}$  и  $\text{MnO}$  все-таки переходит в шлаки, отсюда при рудном процессе шлаки получаются основные, сильно разъедающие печь с кислым подом. Поэтому рудный процесс лучше вести в основной печи, при чем во избежание разъедания пода процесс ведется с большим избытком извести; последняя помогает еще в том отношении, что вытесняет  $\text{FeO}$  и  $\text{MnO}$  из соединения с  $\text{SiO}_2$  и потому способствует восстановлению  $\text{Fe}$  и  $\text{Mn}$  из руды.

Скрап-процесс может вестись как с получением кислых, так и основных шлаков и значит его можно с одинаковым удобством вести как в кислой, так и в основной печи. В кислой печи загружается меньше руды и значит требуется меньшее восстановление железа углеродом; поэтому плавка ведется при более низкой т-ре, чтобы углерод не мог восстановить  $\text{Si}$  из  $\text{SiO}_2$  набойки; реакция горения  $\text{C}$  идет медленнее, а потому и не так бурно, т.-е. спокойнее, чем в основной печи, при чем в связи с более низкой т-рой и меньшим количеством газов сталь меньше их поглощает, — отчего и отливка дает меньше пузырей.

В виду этого кислая печь предпочтительнее в тех случаях, когда желают иметь чистую стальную отливку или готовое изделие.

Во всех других случаях основная печь выгоднее кислой, если, конечно, имеется под рукой недорогой основной огнеупорный материал.

Несмотря на более высокую т-ру основной печи, она требует меньше ремонта, а большое количество восстанавливающейся руды дает больший выход металла, удешевляя производство. Высокая т-ра и окисление примесей кислородом руды ускоряют процесс, что, в свою очередь, удешевляет продукт.

Если печь новая, то первая завалка делается шлаковая, чем лучше сохраняется под. Когда шлак расплавится, его выпускают и приступают к завалке настоящей шихты; но первая завалка всегда бывает меньше нормальной (около  $1/2$ ), и только после 5 — 6 плавов, постепенно увеличивая насадку, доводят ее до нормальной.

В случае кислой печи на самый ее низ загружается около  $1/2$  всей насадки чугуна; поверх чугуна загружается руда, сравнительно с основной печью в небольшом количестве. Такой способ загрузки отделяет руду от кислого пода слоем чугуна, чем и сохраняется под. Поверх руды наваливается остальной чугун и таким образом руда оказывается между двумя слоями чугуна, отчего ее кислород лучше используется для сжигания  $\text{Si}$ ,  $\text{Mn}$  и  $\text{C}$ . Поверх



всей массы загружается железо и сталь, которые из всех остальных частей шихты легче всего окисляются печными газами и по расплавлению всей массы передают свой кислород примесям чугуна.

Основная печь, работающая большей частью на фосфористых материалах, прежде всего загружается молотым известняком для предохранения пода от ударов тяжелыми металлическими предметами; затем загружают чугун, пласты железа и железного лома, снова известняк, потом крупные стальные и чугунные предметы, мелкое железо, известняк. Время от времени, по мере оседания завалки (вследствие ее расплавления), делают новые присадки чугуна, железа и известняка, пока не загрузят всей требуемой насадки.

Когда масса в основной печи расплавилась, спускают шлаки, чтобы исключить возможность перешедшему в шлаки  $P$  снова восстановиться углеродом, когда этот последний, при возвышении т-ры, начнет усиленно сгорать. Затем, все усиливая жар, начинают присаживать руду, отчего масса закипает (вследствие выделения  $CO$ ). Руду присаживают до тех пор, пока проба не покажет, что металл поспел.

Каждую новую порцию руды присаживают, когда старая расплавится. Так как перед кипением нет возможности удалить все содержащие  $P$  шлаки и некоторая часть их всегда остается, то для большего затруднения восстановления  $P$ , а также и для большей легкости его окисления после выгорания  $S$ , с рудой прибавляют еще некоторое количество известняка. Вообще недостаток извести в шлаке и большое в нем содержание  $SiO_2$ , кроме порчи основного пода, влечет за собою (см. § 19) плохую десульфацию и дефосфоризацию металла.

Для того чтобы могла идти успешно реакция выгорания фосфора, необходимо, чтобы в шлаке было не менее 40 — 45 процентов  $CaO$  и не более 15 процентов  $SiO_2$ . Большое количество в шлаках  $FeO$  способствует выгоранию  $P$ , но когда  $P$  перешел уже в шлак, то  $FeO$  может быть восстановлена до конца, если вся  $SiO_2$  связана в соединение  $(CaO)_2SiO_2$ ; фосфор тогда остается в соединении  $(CaO)_4P_2O_5$  и сера — в соединении  $CaS$ , при этом  $CaO$  может быть заменено  $MgO$ ,  $FeO$ ,  $MnO$  в молекулярных отношениях. Присутствие глинозема требует увеличения  $CaO$  в количестве, необходимом для образования соединения  $CaO \cdot Al_2O_3$ .

В кислой печи после расплавления массы для ускорения начала кипения очень часто тоже прибавляют руду, но только в сравнительно небольшом количестве и притом в обоих случаях так, чтобы она не находилась слишком близко к бортам печи, которые ею разъедаются.

При начале кипения, т.-е. при начале сильного горения  $S$  как в кислой, так и в основной печи, масса вспучивается и пенится. При употреблении большого количества руды это вспучивание поднимает массу очень высоко, отчего для такого рода шихты употребляются очень глубокие ванны, тогда как для собственно мартеновского процесса или скрап-процесса (без употребления руды), при котором такого сильного вспучивания не бывает, более мелкая ванна является более выгодной, имеющей большую поверхность для окисления газами.



В случае фасонных отливок и вообще при литье, требующем спокойной стали, прибавление руды не применяется. При работе с жидким чугуном сначала в печь загружают твердые вещества, из которых руда—наверху. Расплавленный чугун выливается на руду. По мере хода процесса делают новые насадки твердых материалов.

Выгорание примесей чугуна начинается еще до расплавления массы, когда металл еще находится в твердом состоянии. До начала кипения (см. § 19) выгорает Si, Mn, а в основной печи при малом содержании Si в чугуне, если имеется достаточный избыток CaO, выгорает и большая половина P, так что к началу кипения в металле остается мало Si, P и Mn; C в этот период хотя и горит, но сравнительно незначительно.

Во время кипения вследствие высокой температуры горит почти исключительно C, предохраняя собою от горения другие примеси и часто даже восстанавливая их. Поэтому при начале кипения фосфористые шлаки должны быть спущены. Только когда кипение ослабнет, т. е. когда большая часть C уже сгорит, догорают Si и Mn, а в основной печи и P (для чего в основную печь прибавляют к концу операции достаточное количества известняка).

Вследствие этого, для того чтобы могли догореть Si и P, приходится выжигать C более того, сколько нужно для получения металла требуемого состава, и впоследствии добавлять недостающую часть углерода.

После вспучивания наступает период чистого кипения, по цвету и характеру пузырей которого судят о близости окончания реакции и в зависимости от этого берутся пробы на излом и проковку. Когда проба укажет готовность металла, пробивают стальным ломом шпур и, оставив лом в отверстии, доводят металл до желаемых качеств помощью прибавок, которые имеют следующие цели:

- 1) получить сталь с желаемым содержанием C и Mn и без растворенного кислорода,
- 2) остановить кипение ванны за несколько минут до выпуска и получить спокойную сталь.

„Прибавки“ предварительно подогреваются в садочных окнах.

„Прибавками“ служат: гематитовый чугун (содержащий 2,5—3,5% Si с возможно малым содержанием P и S), зеркальный чугун, ферросилиций, ферромарганец и ферросилиций-марганец. Mn прибавляется для большей мягкости металла и отчасти для удаления кислорода, отчего отливка получается более плотной, при чем стараются, чтобы Mn осталось в металле возможно больше. Si прибавляют: 1) для остановки кипения (чтобы отобрать весь растворенный в ванне кислород, за счет которого и происходит кипение), 2) для выделения из стали растворенных газов, 3) для разжижения металла вследствие удаления из него растворенных кислорода и газов и вследствие некоторого разогрева ванны от большого количества теплоты, выделяющейся при горении Si. Лишний перегрев может быть уничтожен охлаждением в ковше.



Прибавка кремнистого чугуна, изменяя состав металла в сторону, понижающую его  $t$ -ру плавления, дает перегретый, а потому и более жидкий металл, даже независимо от повышения его  $t$ -ры.

Все вышесказанное влияет на получение плотной отливки и уменьшение усадки. Но кремния нужно прибавлять в таком количестве, чтобы он, по возможности, сгорел весь и осталось бы его в металле возможно меньшее количество. С прибавляется для обуглероживания металла до желаемой степени.

Ферромарганец, иногда, при прибавлении в печь не подогревается, что делается для уменьшения угара Mn.

Для придания плотности отливке прибавляют к металлу в ковш алюминий, который гораздо энергичнее других прибавок отнимает кислород, отчего останавливает кипение и делает металл более жидким, что влечет за собою и лучшее выделение газов, а отсюда—плотность отливки. Если сталь слишком горяча, ей для лучшего выделения газов дают охладиться стоянием в ковше.

Прибавляется Al в количестве около 0,025%. Вместе с Al иногда в ковш прибавляют для обуглероживания металла мелко истолченный и просеянный коксовый порошок. При этом во время разлива осторожно передвигают ковш так, чтобы струей металла из желоба печи не давать порошку кокса скопиться в одном месте; но гораздо лучше, в смысле получения однородного состава, применять для фасонного литья, в качестве обуглероживающего материала, чугун, который предварительно подогревается на пороге печи.

Чтобы успокоить сталь, необходимо ввести в нее не менее 0,15% Si и 1,5% Mn.

При подсчете требуемого количества прибавок следует иметь в виду их выгорание, каковое для Si составляет 60—80%, для Mn 40—60% и C около 40%. Чем беднее прибавляемый материал данным элементом, тем скорее последний выгорает; чем холоднее выпускается сталь, тем меньше угар в прибавках, и наоборот. После прибавок надо стали дать время для успокоения.

Насыщенность стали газами увеличивает в прибавках угар Si и Mn.

Когда сталь вполне готова, выбивают лом из шпура, прочищают отверстие заостренным деревянным шестом и выпускают сталь в желоб, из которого она течет в котел для разлива. После выпуска стали желоб сдвигают с ковша и спускают в сторону шлак из печи. Когда печь опорожнена, очищают ее и шпур от металла и шлака, заделывают шпури поправляют под печи навариванием.

После этого печь снова готова для работы.

**Малые мартеновские печи.** Для небольших литейных, где требуется небольшое количество стальных отливок, ставят или малый бессемер или небольшие мартеновские печи, вместимостью от  $1\frac{1}{2}$  тонны и больше.

Такие печи имеют перед бессемером преимущество, главным образом, в хорошем качестве продукта и в небольших расходах на первоначальное оборудование. Проще всего их строить на нефтяном топливе с воздушными регенераторами, с форсунками или капельниками (конечно, без газовых регенераторов, но не исключается возможность малого мартена и на всяком другом топливе).



Конечно, стоимость процесса в малом мартене будет обходиться (как топливом, так и работой) много дороже, чем в большом, но часто это все-таки бывает выгоднее, чем заказывать литье на стороне, в особенности, если на месте имеются дешевые топливо и сырые материалы.

Очень простое применение нефтяных капельников для маленькой печи Сименса описано в „Ж. Р. М. Об-ва“. 1915 г., ч. 1, стр. 709, проф. В. Грум-Гржимайло.

Это печь для плавки оптического стекла в горшке. Применить тот же способ сжигания нефти для малого мартена не представляет затруднения. Нефть попеременно капает из 2-х капельников с каждой стороны печи в соответствующую вертикальную полость, по которой в печь входит подогретый воздух. Продукты горения уходят через соответствующую полость у другого регенератора, регенератор и переводный клапан в дымовую трубу.

#### Температуры в печи Сименс Мартен <sup>1)</sup>.

Газы: при выходе из генератора <sup>2)</sup> .	720
„ входе в регенер. <sup>2)</sup> .	400
„ входе из регенер. в печь	1200
Воздух „ „ „ „	1000
Температура в печи	1600
Дымовые газы у дым. трубы	300
<b>Металл (0,3 1% C).</b>	
Чугун перед выпуском	1420
Рафинировка стали	1520
Вытекающая сталь в начале выпуска	1580
„ „ „ конце „	1490
При разливке в формы	1520

**41. Получение стали в конверторах <sup>3)</sup>.** Способ выделки стали в конверторах был предложен Бессемером в 1855 году и с тех пор известен под способом бессемерования. Сначала бессемерование применялось исключительно для отливки слитков, которые затем прокатывались в рельсы или различные сорта железа. Но бессемерование начали применять и сталелитейные заводы, выделяющие различное фасонное литье.

<sup>1)</sup> Блахер, 72 и 207

<sup>2)</sup> Для каменного угля, для дров и торфа, при выходе из генератора 180° — 150°, а при входе в регенератор 50° — 60°.

<sup>3)</sup> Устройство малого бессемерования.

„Giesserei - Zeit“. № 9 — 291 — 05.

„Giess.-Z“. 97 № 2 и 129, № 3 — 06.

„Giess.-Z“. 239 — 4 — 15 — 06.

Об отливках из конвертора троппинаса (фотогр. и чертежи) Foundry 102—10—06.

Указание на то, что в Англии в вагранке устроили нечто вроде бессемерования — чугун получается очень хороший. „American Machinist“. 717 — 70.

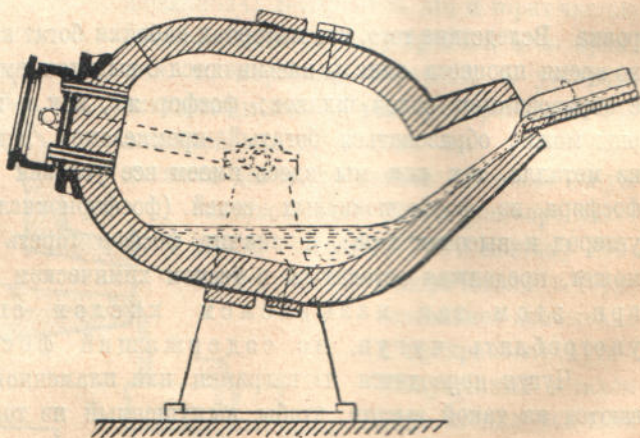


Процесс бессемерования в общих чертах заключается в следующем. В особый сосуд, конвертор, наливается расплавленный чугун и через его массу продувается с силой воздух. При этом происходит окисление различных примесей, содержащихся в чугуне, отчего последний постепенно переходит в сталь. Необходимая при этом высокая температура, чтобы поддерживать металл в расплавленном состоянии, получается за счет сгораемых примесей чугуна.

На каждый эквивалент  $O_2$  (16 кг  $O_2$ ) выделяется больших калорий тепла при образовании  $\frac{1}{2} SiO_2 = 94150$  кал.  $MnO = 90760$  кал.;  $\frac{1}{5} (P_2O_5) = 73880$  кал.;  $FeO = 66713$  калор.;  $\frac{1}{2} CO_2 = 48825$  кал.;  $CO = 29430$  кал.; сверх того, при образовании шлаков (солей кислот  $SiO_2$  и  $P_2O_5$ ) выделяется больших калорий тепла, считая:

На 16 кг $O_2$ , связанного с основанием	На 16 кг $O_2$ , связанного с кислотой
$BaO \cdot SiO_2 = 21\,220$ ; $\frac{1}{3} (3 MnO \cdot 2 SiO_2) = 16\,080$	$\frac{1}{2} (BaO \cdot SiO_2) = 10\,610$ ; $\frac{1}{5} (3 CaO \cdot P_2O_5) = 31\,900$
$CaO \cdot SiO_2 = 17\,400$ ; $\frac{1}{3} (3 CaO \cdot P_2O_5) = 53\,167$	$\frac{1}{2} (CaO \cdot SiO_2) = 8\,700$ ; $\frac{1}{5} (3 MgO \cdot P_2O_5) = 22\,980$
$FeO \cdot SiO_2 = 10\,070$ ; $\frac{1}{3} (3 MgO \cdot P_2O_5) = 38\,300$	$\frac{1}{2} (FeO \cdot SiO_2) = 5\,035$ ; $\frac{1}{5} (3 MnO \cdot P_2O_5) = 17\,500$
$\frac{1}{3} (3 MnO \cdot P_2O_5) = 29\,667$	$\frac{1}{4} (3 MnO \cdot 2) (SiO_2) = 12\,120$

Конвертор имеет обыкновенно форму, представленную на фиг. 51. Внешняя оболочка конвертора готовится из железа и в большинстве состоит из трех частей. Дно также железное; в нем имеются отверстия, в которые закрепляются фурмы для проведения дутья. Средняя часть опоясана прочным кольцом, к которому прикрепляются шипы. На этих шипах конвертор может поворачиваться около горизонтальной оси. На больших сталелитейных заводах для поворачивания конверторов имеются гидравлические приспособления; конверторы же небольшого размера, которые и употребляются, главным образом, для фасонного литья, поворачиваются ручным способом при помощи зубчатых передач, как показано на фиг. 52.

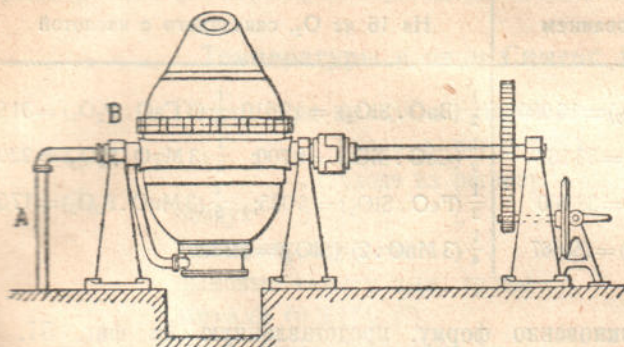


Фиг. 51



Дутье приводится от воздуходувки по трубе *A*, которая при помощи сальника соединяется с каналом внутри шипа *B*, а затем от этого шипа дутье по трубе проводится в нижнюю часть конвертора к фурмам. Таким образом дутье может приводиться в конвертор и в то время, когда последний поворачивается на своей горизонтальной оси.

Внутренняя набойка конвертора Бессемера делается из смеси огнеупорной глины (15% — 25%), смолотой в порошок, крупно измелченного кварца (50 — 60%) и мелкоистолченных старых огнеупорных кирпичей или просто песка. Все это хорошо перемешивается, слегка смачивается водой и трамбуется между железными стенками конвертора и деревянным разборным болваном, имеющим наружное очертание, соответствующее внутреннему очертанию поверхности готовой к делу реторты. Набивается



Фиг. 52

набойка очень плотно послойно (каждый слой в набитом виде 3 — 4 см), при чем перед набивкой последующего слоя поверхность предыдущего тщательно разрыхляется кошками (инструмент вроде грабелей) без чего последующий слой не пристанет к предыдущему.

Таким образом внутри конвертора получается монолитная футеровка.

Вследствие того, что материал набойки богат кремнеземом, образующиеся во время процесса окислы насыщаются с выделением тепла кремневою кислотой с образованием солей-шлаков; фосфор же, как и в других случаях, в которых может образоваться богатый кремнеземом шлак, не может выделиться из металла, так как мы здесь имеем все условия для обратного получения фосфора из фосфорнокислых солей (фосфорнокислая соль, кремнекислота, углерод и высокая т-ра), и значит фосфор гореть и выделиться в шлак не может, продолжая оставаться в тесном химическом соединении с Fe; отсюда, при этом так называемом кислом способе, необходимо употреблять чугун, не содержащий фосфор.

Чугун приводится из вагранки или пламенной печи, которые располагаются на такой высоте, чтобы выпущенный из той или другой печи чугун мог сам по жолобу вливаться в конвертор.

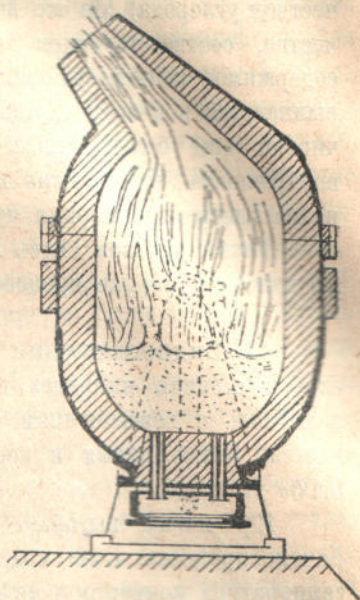
**42. Работа конвертора.** Когда в вагранке накоплено достаточное количество чугуна, раскаленный предварительно изнутри конвертор становится в положение, изображенное на фиг. 51, и в него по жолобу вводится подде-



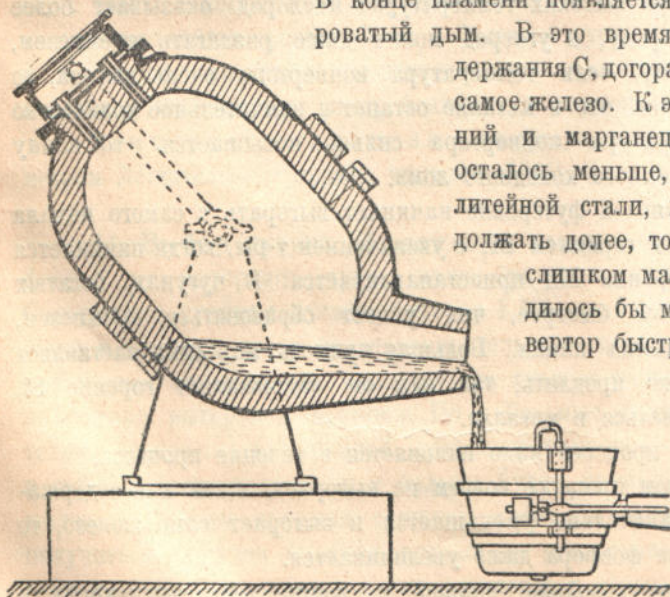
жащая переработке порция чугуна. Чугун не должен при этом доходить до фурм, иначе они могут быть закупорены застывшим в них металлом. Затем пускают в ход дутье, и конвертор поворачивают в положение, представленное на фиг. 53. Воздух прорывается через толщу металла и выносит с собой целый сноп искр. Сначала почти незаметно пламени, вылетают только искры, но через несколько минут появляется пламя, слабо светящее и имеющее желтокрасный оттенок. Этот период длится около 5 минут. В это время происходит сгорание Mn и затем Si, горящих почти одновременно; внутри реторты слышно клокотание. Температура в конверторе быстро повышается и начинается кипение. Клокотание постепенно переходит в гул от огромного выделения внутри реторты CO. Пламя усиливается по величине и приобретает яркость, при чем по временам при всплесках оно потухает, затем снова разгорается; такой период длится около 7 минут. Затем интенсивность пламени уменьшается, оно приобретает синевато-фиолетовый оттенок и по прошествии приблизительно еще 5 минут постепенно потухает и тем указывает на приближение конца процесса.

В конце пламени появляется все усиливающийся буроватый дым. В это время, вследствие малого содержания C, догорают Si, Mn и горит часть самого железа. К этому времени весь кремний и марганец выгорели, а углерода осталось меньше, чем его требуется для литейной стали, и если бы дутье продолжать далее, то металл содержал бы уж

слишком мало C и в растворе находилось бы много FeO. Поэтому конвертор быстро поворачивают в горизонтальное положение и прекращают дутье. Выпущенный в таком виде металл все-таки содержит углерода меньше, чем нужно, и имеет в растворе закись Fe и получился



Фиг. 53



Фиг. 54



бы очень хрупким и пузыристым. Для устранения этого в конвертор вводится зеркальный чугун, или ферроманган (для насыщения стали требуемым количеством углерода, Mn же вводится для отнятия  $O_2$  от закиси железа) в количестве, соответствующем тому сорту стали, которую желают получить, и содержимое конвертора выливается в ковш (фиг. 54), из которого уже металл выливается в формы. Когда ковш отойдет от конвертора, последний поворачивают еще более, чтобы вылить из него весь шлак; затем осматривают внутренность, если нужно исправляют и поворачивают в положение для принятия следующей порции чугуна.

Таким образом весь процесс переработки чугуна в сталь берет около 20 мин., в Америке процесс заканчивают в 10 мин.

**43. Видоизменения металла при бессемеровании.** Углерод в слабой степени начинает выгорать сейчас же, как только воздух поступает в металл, с возвышением т-ры выгорание углерода постепенно все усиливается. Когда пламя в конце процесса исчезнет, железо содержит около 0,1% углерода.

Кремний выгорает тоже с самого начала и особенно быстро при начале процесса. Если содержание кремния в чугуне не особенно велико, и температура конвертора не особенно высока, то кремний выгорает весь. При обыкновенных сортах чугуна, употребляемых для бессемерования и при обыкновенной температуре конвертора, в конце процесса железо содержит не более 0,1% кремния. Кремний выгорает более энергично при умеренных температурах, так как при высоких температурах кислород оказывает более сильное сродство к углероду, и углерод может даже разлагать кремнезем, выделяя кремний. Поэтому, если температура конвертора очень высока, то всегда представляется риск, что в металле останется значительное количество кремния, и если температура конвертора сильно повышается, то ванну охлаждают, прибавляя немного холодного лома.

Марганец при кислой футеровке начинает выгорать с самого начала процесса, опережая своим горением Si; с увеличением т-ры, когда начинается усиленное горение C, горение Mn приостанавливается. В чугунах, богатых марганцем, он окисляется быстрее, чем успеет образоваться кремнезем, дающий с окислами марганца шлаки. Большая примесь марганца заставляет иногда процесс несколько продлить, так как он задерживает горение Si, который не должен оставаться в металле.

Сера при кислом процессе мало изменяется в течение процесса.

Фосфор при кислом процессе совсем не выгорает, а так как содержание других примесей значительно уменьшается и выгорает само железо, то относительное содержание фосфора даже увеличивается.

Железо выгорает довольно сильно в конце процесса, когда в чугуне остается уже мало Si, Mn и C. Общий угар железа колеблется от 5 до 10%.



Кислород. Расплавленное железо находится в очень тесном соприкосновении с кислородом воздуха, вследствие чего окислы железа образуются в большом количестве и растворяются в расплавленной массе. Если сталь оставить в таком состоянии, то она получится хрупкая и пузыристая. Для устранения этого Мушет предложил вводить в конвертор зеркальный чугун, который разлагает окислы железа, образуя окись марганца, переходящую в шлаки. Тем не менее часть окислов железа все-таки остается в металле. Сильнее, чем Mn, действует алюминий, каковой полезно прибавлять совместно с зеркальным чугуном, так как прибавка углерода в виде чугуна тоже необходима. Употребляют также совместно зеркальный чугун и ферросилиций.

Насыщение углеродом. К концу процесса металл оказывается слишком бедным по содержанию углерода для большинства потребностей. Остановить процесс в такой момент, чтобы содержание углерода как раз соответствовало требованию, представляется неисполнимым вследствие быстроты процесса и быстрого повышения т-ры, отчего углерод опережает своим горением другие примеси, приостанавливая их горение, так что в конце процесса остается несгоревший Si. Поэтому обыкновенно в конверторе железо обезуглеживают до содержания меньшего, чем требуется для данного сорта стали, а затем, чтобы получить желаемое содержание углерода, к расплавленному металлу прибавляют зеркального чугуна, или ферромангана. Марганец этой присадки идет на разложение окислов, а углерод обогащает железо до желаемой степени. Так как ферроманган готовится с различным относительным содержанием марганца и углерода, то всегда можно подобрать такой сорт, чтобы в конверторе получилась сталь желаемой твердости.

Ферроманган, разбитый на небольшие куски и в таком виде введенный в конвертор, прекрасно перемешивается с железом, производя требуемое действие. Вообще здесь употребляются те же прибавки, что и в Мартене.

Температура пламени конвертора (на основании измерений пиррометром Лешателье) в период кипения  $1330^{\circ}\text{C}$ , а в конце процесса  $1580^{\circ}\text{C}$ .

**44. Выбор чугуна.** В виду того, что при бессемеровании ни сера, ни фосфор не выгорают, чугун надо брать, не содержащий этих примесей. Содержание кремния должно быть от 1,5% до 2,5%; с более бедным содержанием кремния чугун без предварительного перегрева перерабатываться не может, так как в начале процесса вся теплота развивается, главным образом, вследствие выгорания кремния. Но и большее содержание кремния нежелательно, так как: 1) кремний оставляет конвертор в виде силиката марганца и железа, следовательно, чем больше будет кремния, тем больше будет угар железа; 2) если кремния слишком много, то температура конвертора может получиться слишком высокая, вследствие чего произойдет разложение кремнезема углеродом и много кремния останется в стали.

Углерода в бессемеровском чугуне должно быть по крайней мере на 1% больше, чем кремния.



Таким образом хороший для бессемерования по кислому способу чугуна должен иметь приблизительно следующий состав:

Углерода . . . . .	3,5 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>
Кремния . . . . .	1,5 <sup>0</sup> / <sub>0</sub> — 2 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>
Серы никак не более . .	0,05 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>
Фосфора „ „ „ . . .	0,05 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>
Марганца . . . . .	1,00 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>

Чугун должен вводиться в конвертор, по возможности, горячим.

Так как окончательный продукт зависит от соотношения количества чугуна, подвергаемого бессемерованию, и присадочного, то полезно иметь приспособления для взвешивания того и другого. Но такие приспособления встречаются не всегда, и на некоторых заводах о количестве чугуна, поступающего в конвертор, судят по объему на глаз.

**45. Основной процесс, или „томасирование“.** В виду того, что при кислому способе можно перерабатывать в сталь только чугун, богатый кремнием <sup>1)</sup>, более дорогой, но нельзя пользоваться чугуном, богатым фосфором, более дешевым, то давно делались попытки применить способ бессемерования и к фосфористым чугунам. Практическое осуществление этой задачи принадлежит Сиднею Джилкрист-Томасу, который в сообществе со своим двоюродным братом Перси Джилкрист в 1878 году предложил употреблять иную набивку конвертора, состоящую из прокаленного доломита, и присаживать к расплавленному чугуну обожженной извести. Благодаря употреблению таких материалов образуются фосфорнокислые основные шлаки, имеющие большую ценность как удобрение. Чтобы поддерживать основной характер шлаков, с самого начала операции прибавляют обожженной извести. Томас Джилкрист указывает, что присутствие в шлаках кремневой кислоты не должно быть больше 20<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, иначе уже не происходит выгорание фосфора.

При основном процессе, или томасировании, процесс идет сначала точно также, как и при кислому: но здесь прежде всего энергично выгорает кремний; потом начинает гореть Mn и P (последний в присутствии кремния может гореть лишь в том случае, если шлаки после горения Si были спущены и в реторту сделана новая добавка извести). Но скоро начавшееся горение C приостанавливает горение Mn и P, и фосфор, если шлаки не были спущены, восстанавливается углеродом, так что догорание P происходит в конце операции, когда углерода становится очень мало. Вообще отличие в ходе выгорания примесей при бессемеровании и томасировании, с одной стороны, и соответствующем мартеновании, с другой, происходит исключительно от различ-

<sup>1)</sup> Если чугун беден кремнием, то он должен быть влит в бессемеровский конвертор в перегретом виде, но во всяком случае при бессемеровском процессе чугун не должен содержать фосфора, т.-е. должен стоять дороже.



ных начальных т-р в тех и других процессах: при мартеновании окисление начинается при сравнительно низких т-рах и потому все примеси почти догорают до начала горения С. В процессах с продуванием воздуха т-ра сразу быстро повышается от горения примесей и потому углерод начинает гореть много ранее, приостанавливая горение примесей.

Пламя, вылетающее из конвертора, такое же, как и при кислом процессе, только оно заметно светится с самого начала операции, окрашиваясь в желтый цвет от примеси частичек СаО, а в случае присутствия стронция — в красноватый цвет. Когда пламя исчезнет, дутье продолжают (вторичное дутье), при чем происходит усиленное выгорание фосфора, и высокая температура конвертора поддерживается за счет этого выгорания. Как только начинается вторичное дутье, из конвертора появляется густой бурый дым, указывающий на сильное сгорание железа. В этот период о ходе процесса трудно судить по пламени, поэтому через некоторое время, на основании указаний практики, обыкновенно через 4—5 минут, конвертор повертывают и берут ложкой пробу, отливают маленький слиток, который быстро расплющивают под молотом, ломают и по излому судят о содержании в нем фосфора (опытный глаз определяет это довольно точно). Если содержание фосфора оказывается большим, то снова начинают дуть, пока не получают желаемого результата. Затем сливают шлак, в конвертор прибавляют еще немного извести, чтобы сгустить оставшийся шлак, и после этого выливают сталь, удерживая шлаки особой лопаткой. Для обогащения углеродом прибавляется зеркальный чугунок, который бросается в раскаленном докрасна виде в ковш с расплавленным металлом.

При основном процессе угар железа гораздо больше (10% — 20%), так как значительное окисление происходит при вторичном дутье. Количество шлаков значительно больше, чем в кислом процессе, так как прибавляется много извести (от 5% до 18%); эти шлаки содержат фосфорно-кислый кальций и должны быть спущены, прежде чем делать присадку зеркального чугуна, иначе содержащийся в этой присадке углерод и марганец могут восстановить часть фосфора и вернуть его в сталь.

Основной процесс применяется в тех странах, где имеются руды, содержащие Р, и где поэтому из таких руд изготовляют соответствующий чугун. Американцы этим способом почти совсем не пользуются. В Германии он очень распространен, так как там имеется много фосфористых руд.

Содержание углерода в этом чугуне не важно, так как углерод почти весь выгорает.

Количество кремния должно быть, по возможности, мало. В кремнии не представляется необходимости, так как главным источником тепла в этом процессе является фосфор. Наоборот, присутствие кремния замедляет процесс начала выгорания Р, которое в присутствии большого количества кремния становится возможным в дальнейшем лишь в том случае, если после сгорания Si будут спущены шлаки, содержащие Si. Присутствие кремния



кроме того требует излишнего количества извести, чтобы поддерживать шлаки достаточно основными. Кремний слишком сильно повышает температуру конвертора, что влечет за собою слишком раннее выгорание С, опять-таки задерживающее горение фосфора, и для его догорания операцию приходится вести почти до полного удаления углерода, что требует большой прибавки зеркального чугуна.

Хороший основной чугун должен содержать не больше 0,5% кремния. Тем не менее, в случае нужды, при основном процессе могут употребляться чугуны с сравнительно большим содержанием кремния, но это невыгодно, так как шлаки становятся более бедными фосфором и теряют свою ценность, как удобрение, да и приготовление чугуна, содержащего много Si, обходится дороже, чем бедного им.

Сера удаляется при основном процессе в гораздо большем количестве, чем при кислом, так как часть ее переходит в шлак в виде сернистого кальция. Тем не менее чугун должен содержать возможно мало серы, не больше 0,12%.

Марганец выгорает при основном процессе гораздо медленнее, так как здесь нет кремнезема, который соединяется с ним, образуя силикаты. Содержание марганца должно быть около 3%.

Фосфор является самой важной примесью в основном чугуне, так как он сообщает необходимое количество теплоты при конце процесса. Содержание фосфора ни в каком случае не должно быть меньше 2%; нормальным же содержанием нужно считать 3%; иногда его содержание доходит до 4%.

**46. Сравнение кислого и основного процесса.** Большое преимущество основного процесса состоит в том, что он допускает получение чугуна из фосфористых руд и употребление более дешевого фосфористого чугуна (хотя цена зависит от местных условий). С другой стороны, производство основного процесса обходится несколько дороже по сравнению с кислым, так как здесь приходится употреблять большое количество извести; на переработку требуется больше времени, набойка основного конвертора обходится дороже кислого, но зато получается ценный фосфористый шлак.

Сталь высокого качества при основном процессе получить несколько труднее, чем при кислом: довольно трудно уловить момент, когда весь фосфор выгорел, а кроме того, если шлаки не вполне удалены, то всегда остается риск, что часть фосфора из них будет восстановлена и останется в стали. Для литейных целей этот способ менее пригоден вследствие того, что для полного удаления фосфора необходимо сжечь почти весь С и предварительно получить почти безуглеродистое железо с большим (до 1,1%) содержанием FeO, влекущим за собою потребность в большой прибавке ферромарганца и служащим причиной сильного вскипания металла, который вследствие этого труднее дает плотную отливку.



**47. Размеры конверторов** изменяются в очень широких пределах. Смотря по назначению, конверторы строятся для плавки от 0,5 до 5 тонн для малого бессемерования (см. ниже) и до 25 тонн для большого. Чем меньше конвертор, тем труднее получить в нем равномерный материал и надлежащую жидкость для отливки. Очень малые конверторы Деви конструируются таким образом, что их можно при помощи крана поднимать с того места, где производится дутье и переносить к месту отливки. В таком конверторе в 0,5-тонны процесс бессемерования совершается в течение 11—13 мин. Ферроманган и другие прибавки кроме Al добавляются в самый конвертор.

Внутренние размеры конвертора должны быть таковы, чтобы помещающаяся в нем порция чугуна далеко не доходила до фурм, когда конвертор в горизонтальном положении. Обыкновенно емкость реторты в 8—10 раз более объема, занимаемого металлом. Толщина футеровки берется от 200 до 350 мм. Толщина железной обшивки 15—25 мм.

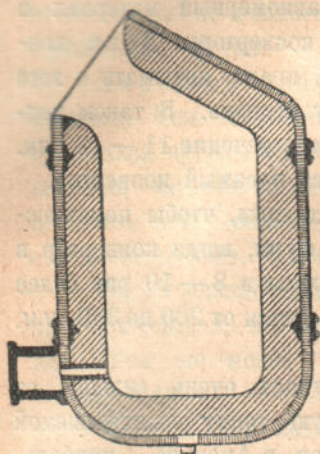
Площадь фурм изменяется в различных случаях очень сильно: от 15 до 30 см<sup>2</sup> (в большинстве 20 см<sup>2</sup>) на каждую тонну выплавляемой стали (в Германии придерживаются меньших размеров, в Америке — наибольших, в Англии — средних). Большая площадь фурм дает возможность вдвухать большее количество воздуха при меньшем давлении, что влечет за собою и лучшее его использование. Производительность обыкновенных реторт по большей части бывает слишком велика для большинства литейных мастерских и потому в них ставится так называемое „малое бессемерование“ с ретортами, вместимостью от 0,5 до 5 тонн чугуна. Сила дутья, принимая во внимание, что фурмы покрываются слоем чугуна толщиной не больше 350 мм, была бы достаточна от 0,3 до 0,4 атм., но на самом деле машины ставятся такие, чтобы силу дутья можно было иметь от 0,8 до 1,8 атм., так как масса сильно вскипает и объем ее сильно увеличивается. Для каждой тонны стали нужно ввести в конвертор от 450 до 500 м<sup>3</sup> воздуха, или, считая, что процесс продолжается 20 мин., в секунду на каждую тонну стали придется подавать воздуха от 0,37 до 0,42 куб. метра. Малое бессемерование устраивается для нижеследующего литья:

НАЗВАНИЕ ЛИТЬЯ.	C	Si	Mn	Удли.	Сопр. разр.
Железо фасонное . . . . .	0,15—0,25	0,15—0,25	0,50—0,60	> 20%	37—44 кг
Для динамо-машин . . . . .	0,10—0,15	0,10—0,15	0,1—0,15	—	—
Литье стальное . . . . .	0,25—0,35	0,15—0,25	0,50—0,60	> 15%	45—60 кг
„ . . . . .	0,50—1,0	—	—	—	60—70 кг
„ из ковкого чугуна . . . . .	2,4—2,9	1—1,5	—	—	—
„ из особо прочного чугуна для тонких отлив., так наз. „сталистого“ . . . . .	2—3	1—2	< 0,5	—	20—30 кг

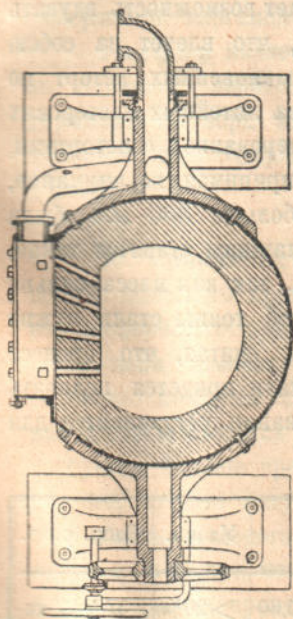
Для получения ковкого чугуна расплавленный в вагранке чугун выливается в реторту и после продувки 2—4 мин. производится отливка. В случае



тонких плотных отливок из прочного чугуна, продутый 2—4 мин. металл смешивается с ваграночным и затем производится отливка. В обоих случаях металл от продувки настолько разогревается и бывает настолько жидок, что



свободно заполняет самые тонкие формы. Излишний перегрев не страшен: металлу всегда можно дать остыть в ковше. Стоимость литья, вследствие малого количества брака, иногда бывает даже дешевле, чем литья из вагранки. Для фасонного литья из железа и стали в вагранку вместе с чугуном загружают чистые стальные отбросы, и такая смесь идет в реторту, что сильно удешевляет литье. Но при прибавлении стальных отбросов нужно принимать самые энергичные меры, чтобы сера из топлива не попала в металл, так как поглощение сталью серы идет задолго до расплавления и в гораздо большей степени, чем поглощение серы чугуном. Ниже приводятся несколько конструкций малого бессемерования. Обыкновенно аппараты изготавливаются специальными фирмами и в готовом виде со всеми приспособлениями доставляются заводу-заказчику.



Фиг. 55

**48. Конвертор Роберта** представлен на фиг. 55. Его особенность в том, что в сечении он представляет не круг, а имеет форму буквы D. Кроме того, фурмы расположены не в днище, а сбоку, и идут не параллельно, вследствие чего входящий в конвертор воздух сообщает металлу вращательное движение. Конвертор во все время плавки несколько раз покачивается. Такое устройство, по заявлению изобретателя, имеет то преимущество, что чугун не ложится поверх фурм толстым слоем, так что силу дутья достаточно иметь в 0,3 атм.; при покачивании металл хорошо перемешивается; вследствие расположения фурм близко от поверхности, из них может выходить много богатого кислородом воздуха, который сжигает выделяющуюся окись углерода и тем повышает температуру

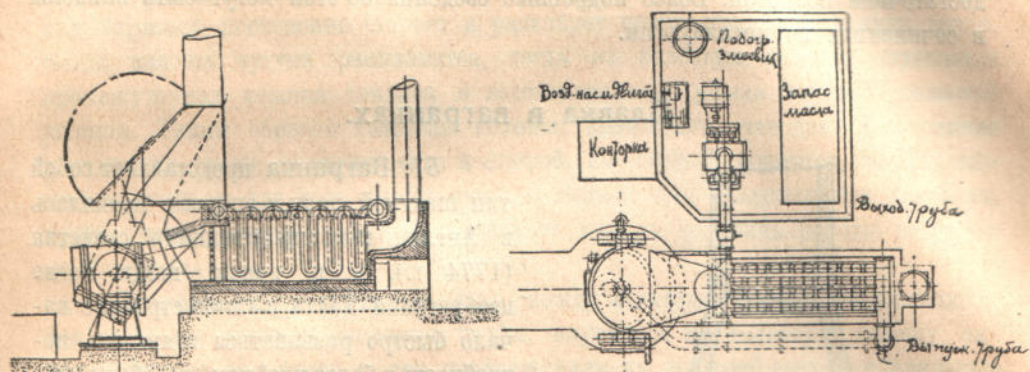
в конверторе, доставляя более жидкий металл. Конвертор может иметь как кислую, так и основную набойку.

**49. Конвертор Тропинаса** с виду похож на конвертор Роберта. Главное отличие реторты Тропинаса заключается в расположении фурм:



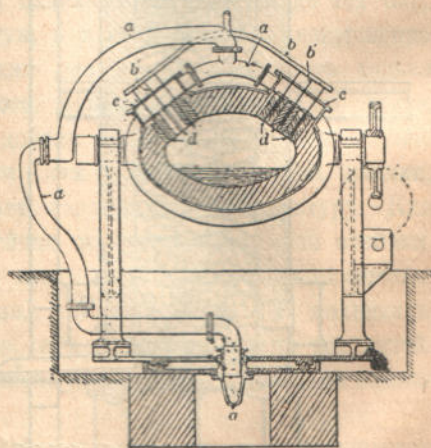
Тропинас располагает их в два ряда. Нижний ряд выходит почти на поверхность металла и служит для окисления находящихся в чугуне примесей, а верхний назначен для сжигания выделяющейся окиси углерода и повышения температуры. Конвертор Тропинаса имеет довольно большое распространение.

**50. Конвертор Cuystok.** Этот конвертор отличается, главным образом, тем, что в нем же на нефти производится и расплавление металла. Он имеет овальное сечение (фиг. 57) и снабжен воздухонагревателем (фиг. 56) (впрочем,



Фиг. 56

это последнее приспособление не может считаться обязательным) на счет теряющегося жара из реторты. Дутье под давлением 40 мм ртутного столба подается вентилятором Рута (для садки 3 тонн электромотор 100 Н. Р.) и пройдя воздухонагреватель входит через *a* в реторту (фиг. 57), находящуюся в положении фиг. 56—57 и заполненную твердым чугуном. В то же время нефть, под давлением от воздушного компрессора в 2—2  $\frac{1}{3}$  атм., подается в подогревом (помощью змеевика с паром) виде через *b* и входит в реторту через форсунки *b*. На три тонны чугуна и скрапа требуется 1,5 часа для расплавления; когда чугун расплавлен, форсунки вынимаются и начинается продувка дутьем от того же вентилятора, под давлением до 180 мм ртутного столба. Продувка длится 15—25 мин. (в зависимости от потребного металла и взятого чугуна). Затем конвертор поворачивается на 180° вокруг своей вертикальной оси (для возможности такого вращения он стоит на площадке, могущей вращаться на шариках, как пово-



Фиг. 57

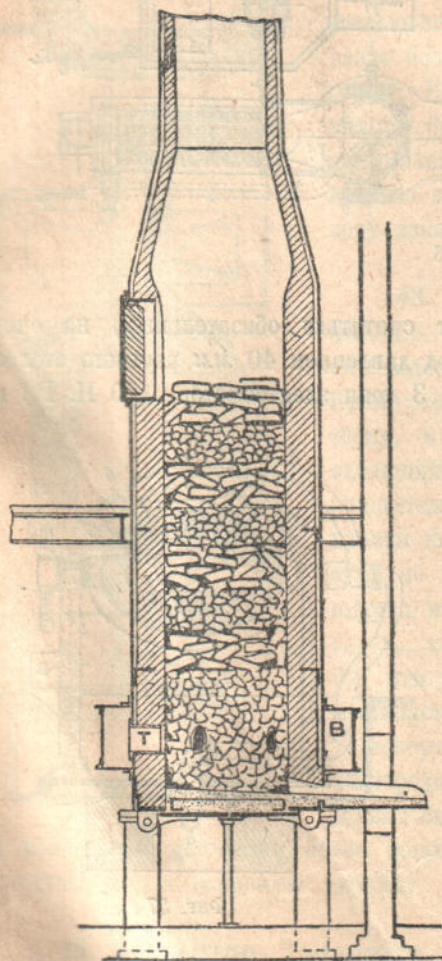


ротный круг). Реторта наклоняется и начинается разливка. Преимущество: 1) ненужность вагранки, 2) чистота металла, вследствие большой чистоты топлива, 3) высокая температура полученного продукта, допускающая тонкостенные отливки.

Угар при малом бессемеровании, считая и потерю в вагранке, бывает  $\sim 18\%$  (5 — 7% в вагранке и 13 — 11 в конверторе).

Бессемерование представляется довольно сложным процессом, более относящимся к металлургии, и потому здесь оно не может быть рассмотрено с достаточной полнотой. Более подробные сведения об этом могут быть найдены в сочинениях по металлургии.

### Плавка в вагранках.



51. Вагранка представляет собой тип шахтной печи и впервые появилась в Англии в конце прошлого столетия (1774 г.), в то время, когда после изобретения Уатта машиностроение начало быстро развиваться и явилась потребность в более удобном способе плавки чугуна, чем существовавшая до того времени плавка в доменных и пламенных печах.

Вагранка (фиг. 58) представляет из себя обыкновенно круглого сечения шахту. Нижняя часть ее (горн) имеет большое отверстие (рабочее отверстие, или грудь вагранки), дающее доступ во внутренность шахты для ее исправления. Рабочее отверстие во время плавки заложено кирпичом. В груди или с противоположной стороны вагранки оставляется небольшое выпускное отверстие, через которое производится выпуск металла; оно обыкновенно закупорено глиной и, когда нужно, пробивается железной полосой. На некоторой высоте от дна, или лещади вагранки, делается несколько отверстий (фурм), через которые производится вдувание воздуха при помощи вентилятора. Верхняя часть вагранки (колошник) открыта и через нее производится

Фиг. 58



загрузка топлива и чугуна определенными порциями, так называемыми колошами, или шихтами. Прежде всего на лещади вагранки разводится огонь из дров и загружается большая порция топлива, которая называется холостая колоша. Высота холостой колоши должна быть такова, чтобы верхний уровень ее возвышался над фурмами на 300—500 мм. На холостую колошу загружаются чередующиеся слои чугуна и топлива. Вследствие вдувания воздуха через фурмы на некоторой высоте от них устанавливается пояс с наиболее высокой температурой, здесь, главным образом, происходит плавка чугуна, почему этот пояс называется плавильным. Часть холостой колоши, лежащая над фурмами, постепенно сгорает и развивает необходимое для плавки тепло. Когда колоша чугуна расплавится, тогда на холостую колошу опускается промежуточная колоша топлива и восстанавливает убыль топлива холостой колоши. Таким образом холостая колоша, кроме того, что дает необходимое для плавки тепло, является еще и опорой, на которой покоится расплавляющийся чугун, и для того, чтобы процесс плавки шел в одинаковых условиях, нужно, чтобы размер холостой колоши от начала до конца работы вагранки не изменялся.

Промежуточные шихты топлива между шихтами чугуна забрасываются для того и в таком количестве, чтобы, опускаясь на холостую колошу, они поддерживали ее размер и тем поддерживали на должной высоте плавильный пояс и, сгорая, выделяли тепло, необходимое для плавки и перегрева чугуна, а также для образования жидких шлаков и возмещения потерь тепла через поверхность вагранки. Расплавленный чугун по каплям стекает вниз между раскаленными кусками топлива и собирается в горне, или же сбоку вагранки пристраивается особый резервуар для собирания чугуна, так называемый скоп.

При правильном устройстве вагранки плавка продолжается до тех пор, пока сверху подбрасывается топливо и чугун, и в этом вагранка совершенно отличается от пламенной печи, где за один раз можно расплавить только определенное количество чугуна. Кроме того, при плавке в вагранке чугун по каплям спускается по раскаленному добела топливу, при этом сильно перегревается, и потому нет необходимости, как в других способах плавки, ждать некоторое время, пока чугун примет надлежащую температуру. Как только чугун попал в горн, его можно сейчас же употреблять для отливки. В этих двух отношениях вагранка имеет столь значительное преимущество перед остальными способами плавки чугуна, что как только она появилась, сейчас же нашла себе большое применение, и в настоящее время все литейные заводы употребляют только вагранки, пользуясь другими способами плавки лишь в исключительных случаях.

Независимо от указанных удобств, вагранка имеет еще то преимущество, что в ней гораздо совершеннее происходит утилизация теплоты. Горячие газы, проходя через толстый слой топлива и металла, могут отдать им почти всю содержащуюся в них теплоту. Даже при сравнительно невысоких вагранках (4 метра) отходящие газы могут иметь температуру около 250°—350° Ц.



Вместе с тем нагревающийся при своем опускании металл, а также и топливо, будучи нагреты в вышележащих слоях, поглощают гораздо меньше теплоты в месте ее выделения, вследствие чего температура около фурм может быть получена очень высокая и, благодаря этому, металл хорошо перегревается.

При стекании расплавленного металла вниз, навстречу окислительным газам, поднимающимся вверх от фурм, происходит окисление примесей чугуна Mn, Si и части C и даже самого железа, но как только металл спустится ниже фурм и начнет фильтроваться через слои раскаленного топлива, он всегда опять насыщается углеродом. Только чугуны, очень богатые углеродом, могут в окончательном результате немного его потерять вследствие окислительного действия воздуха. Вообще же, как бы беден углеродом чугун ни был, после плавки его в правильно работающей вагранке, содержание углерода в металле не бывает менее 2,8%. Из сказанного ясно, что вагранка может служить исключительно для плавки чугуна. Сталь в ней плавить нельзя, так как, насыщаясь углеродом, она будет переходить в чугун <sup>1)</sup>.

Для получения более плотных отливок к чугуну примешивают иногда сталь. О способе плавки см. § 83, а также „Iron Age“ 1803 — 8 — 6 — 05.

**52. Топливо для вагранок.** Из всего сказанного о работе вагранок ясно, что топливом для них может служить только такое, которое сосредоточивает высокую температуру в месте горения твердого топлива, где происходит соприкосновение его с расплавляемым чугуном. Т.-е., по возможности, топливо не должно давать пламени, выносящего высокую температуру за пределы горящего твердого топлива.

Этим свойством обладают только обугленные сорта топлива, не дающие пламени. Отсюда как топливо для вагранок могут употребляться древесный уголь, каменный уголь (некоторые сорта), антрацит и кокс.

Древесный уголь получается при обжигании дерева без доступа воздуха. Дерево, нагретое до 200° Ц, очень мало изменяется. При температуре 350° Ц дерево выделяет летучие составные части и в виде остатка получается уголь. Хороший уголь получается при обработке дерева в пределах от 350° до 450° Ц, при чем уголь сохраняет строение дерева, но несколько уменьшается в объеме. Удельный вес угля колеблется от 0,28 до 0,54, в зависимости от породы дерева, из которого получен, и температуры обжига. Уголь имеет черный цвет, горит без пламени и без дыму. В среднем уголь содержит 88% углерода, 3% водорода, 7% кислорода и азота и золы около 2%.

Теплотворная способность 7750 кал.

Температура (теоретическая), развивающаяся при горении, 2100° Ц.

Теоретическое количество воздуха, необходимое для полного сжигания угля, — 10,3 кг.

<sup>1)</sup> Более подробно о плавке железа в вагранке, см. Ледебур — „Литое железо“, стр. 40.



Один куб. метр древесного угля в рыхлой насыпке весит около:

Дубового . . . . .	230 кг.
Березового . . . . .	215 „
Соснового . . . . .	200 „
Елового . . . . .	130 „

Древесный уголь, оставленный лежать на воздухе, способен поглощать в себя влагу (от 4 до 25%) и тем больше, чем при более низкой температуре он обожжен. Так как сырой уголь не дает хорошего теплового эффекта, то уголь следует хранить в закрытых сараях.

Древесный уголь в прежнее время употреблялся в большом количестве при работе вагранок благодаря своей дешевизне и чистоте. Но в настоящее время цена на древесный уголь настолько возросла, что его почти повсюду вытеснили другие сорта твердого топлива, которые имеют еще и то преимущество, что являются более плотными, а это, как мы увидим, при работе вагранки является весьма существенным условием. Условия работы см. § 75.

Антрацит является конечным продуктом превращения растительных веществ в уголь. Его цвет—черный блестящий; строение однородное; химический состав чистого антрацита (за вычетом воды и золы): углерода 93—95%, водорода 2—4%, кислорода и азота 3%. Иногда замечается примесь серы до 1%. Влага заключается 2—3%. Антрацит горит почти без пламени, совершенно не спекается.

Теплотворная способность—8100 кал.

Температура горения—2700° Ц.

Теоретическое количество воздуха, необходимое для сгорания 1 кг антрацита, = 11 кг.

Удельный вес 1,5—1,8. Куб. метр антрацита в рыхлой насыпке весит около 800 кг (в плавильном поясе вагранки его можно привимать 900—1000).

В Америке антрацит употребляется в большом количестве, как топливо для вагранки. В России антрацит с войны начал получать все большее распространение в литейных, и вообще нет основания, почему бы и у нас это топливо не могло употребляться с полным успехом.

Антрацит, обладая большой плотностью, твердостью, прекрасным тепловым эффектом, как нельзя более подходит для сжигания в вагранке. Необходимо только заботиться о том, чтобы содержание в нем серы не превосходило 0,75%, но даже лучшие сорта русского антрацита обыкновенно содержат S гораздо больше, а потому приходится в лучшем случае довольствоваться содержанием  $S < 1,5\%$ . Следует обращать особое внимание на прочность его.

Кокс получается, как остаточный продукт при сухой перегонке каменного угля. Хороший кокс должен быть плотным, прочным на излом, иметь слабо металлический блеск, издавать при ударе звонкий звук. Куски должны быть крупные. Черные и ржавые пятна на поверхности кокса свидетельствуют о присутствии в нем посторонних примесей.



Химический состав (безводн. и беззольн. части) кокса: углерода 94—96%, водорода 0,5%, кислорода 1,5%. Зола бывает 5%—13%, воды 2—6%. Иногда замечается примесь серы, но ее содержание не должно превосходить 0,75%, хотя в русских условиях такой кокс очень трудно достать и приходится довольствоваться коксом, содержащим не более 1,5% S. Примесь серы легко обнаружить, если раскаленный кусок кокса бросить в воду, при чем будет распространяться характерный запах сероводорода.

Теплотворная способность 7400 кал.

Температура горения 2770° Ц.

Теоретическое количество воздуха, необходимое для сгорания 1 кг кокса, = 9,6 кг.

Кокс, как и древесный уголь, способен поглощать влагу из воздуха в количестве до 2,5%; опущенный в воду поглощает ее до 50%.

Особенно хорошими литейными свойствами славится кокс английский и вестфальский. Русский кокс до последнего времени не мог соперничать с заграничным товаром, являясь менее плотным и менее однородным.

Вес куб. метра хорошего литейного кокса в рыхлой насыпке в среднем около 500 кг (в плавильном поясе вес кубич. метра кокса может приниматься до 700 кг). Удельный вес больше 1 и для русского ваграночного кокса средних качеств можно считать 1,2, для очень хорошего 1,4. Германский и английский хороший кокс имеют уд. в. много больший (1,5), доходящий даже до 1,8.

Кокс является наиболее распространенным топливом для вагранок; во многих случаях, без всякого ущерба для качества получаемого чугуна, кокс может быть заменен антрацитом, если экономические соображения говорят в пользу этого последнего топлива. При этом нужно иметь в виду не только стоимость самого топлива, но и то обстоятельство, что при работе с антрацитом необходимо более сильное дутье, а следовательно, и больший расход на движущую силу.

В некоторых случаях кокс смешивается с антрацитом. К такому способу плавки часто прибегают в Америке, и при плавке больших кусков это оказывается выгодно.

**53. Процесс горения топлива и вагранке.** Для успешного хода плавки необходимо в вагранке получить возможно высокую температуру. С этой целью в вагранку прежде всего закладывают большое количество топлива (холостая колоша), которое, сгорая, раскаляет как внутренность самой вагранки, так и чередующиеся слои топлива и металла, лежащие поверх холостой колоши.

При вдувании через фурмы воздуха содержащийся в нем кислород соединяется с углеродом топлива и образует уголекислоту:  $C + O_2 = CO_2$ . Двигаясь кверху и находясь в соприкосновении с раскаленными поверхностями топлива, уголекислота поглощает из него еще одну часть углерода и переходит в окись углерода  $CO_2 + C = 2CO$ . Окись углерода в свою очередь может



встретить свободный кислород и, смешиваясь с ним, сгорает снова в углекислоту  $2\text{CO} + \text{O}_2 = 2\text{CO}_2$ . Это продолжается до тех пор, пока в газах находится большое количество свободного кислорода. По мере того, как содержание в газах свободного кислорода уменьшается, не вся окись углерода может сгореть в углекислоту, и часть ее остается в продуктах горения. Наконец, когда кислорода остается очень мало, конечным продуктом горения получается смесь окиси углерода и углекислоты, соотношение которых зависит от  $t$ -ры. В присутствии избытка углерода, каждой  $t$ -ре соответствует определенное равновесие между  $\text{CO}_2$  и  $\text{CO}$ , к которому стремится реакция горения, при чем, чем выше  $t$ -ра, тем больше  $\text{CO}$ , и наоборот.

Как известно, один килограмм углерода, сгорая в углекислоту, выделяет 8137,5 калориев, сгорая же в окись углерода выделяет только 2452,5 калориев. Из этого ясно, что если конечным продуктом горения является окись углерода, то при этом теряется более  $\frac{2}{3}$  теплоты, выделяемой при полном сгорании топлива, и потому при таких условиях будет тратиться излишне большое количество топлива, и плавка в вагранке будет идти очень неэкономично. Следовательно, необходимо заботиться о том, чтобы сгорание топлива в вагранке происходило возможно полно, т.-е. чтоб углерод сгорал в углекислоту, а не в окись углерода.

Предупредить образование окиси углерода в большей или меньшей степени можно, сообразуя толщину плавильного пояса с количеством и силой дутья. От силы дутья зависит скорость движения воздуха внутри вагранки, следовательно, при данной скорости движения можно выбрать такую толщину плавильного пояса, что, проходя через него, воздух при данном его количестве будет содержать еще достаточно свободного кислорода для предупреждения значительного образования окиси углерода. По выходе же из холостой колоши и проходя через колошу металла газы настолько охлаждаются, что в следующей колоше топлива разложение углекислоты уже будет незначительно. По Le-Chatelier, при  $500^\circ$  отношение  $\frac{\text{CO}}{\text{CO}_2}$  стремится к величине 0,11, а при  $1000^\circ$

оно стремится к 165. Таким образом для каждой толщины плавильного пояса при данном количестве вдуваемого в единицу времени воздуха должна существовать наиболее выгодная скорость этого движения и соответствующая ей сила дутья. Вообще следует увеличивать скорость движения воздуха и силу дутья.

Применяя рационально конструированные фурмы и выбирая надлежащие размеры колош топлива, можно достичь довольно полного горения при небольшом избытке воздуха (по сравнению с теоретически необходимым). Действительно, на практике, в хорошо действующих вагранках вдувается почти теоретически необходимое количество воздуха, т.-е. для сжигания одного кг кокса 8—10  $\text{м}^3$  воздуха.

Из сказанного нетрудно видеть, что чем мельче куски топлива, следовательно, чем большую поверхность оно представляет по сравнению с объемом



заключенного между кусками воздуха, тем легче может происходить разложение углекислоты и образование окиси углерода. Поэтому кокс, как более плотный и потому способный сгорать в более крупных кусках, считается лучшим топливом для вагранок, чем мягкий древесный уголь. Чем плотнее и крупнее кокс, тем он лучше. Хорошим также топливом для вагранок, хотя более трудным для обращения, может служить антрацит. Каменный уголь обыкновенно содержит много вредных примесей, и потому для плавки чугуна, вообще говоря, не употребляется.

О том, как идет горение топлива в вагранке и какое количество излишнего воздуха вводится, можно судить, производя анализ продуктов горения (см. Курс паровых котлов).

Нужно заметить, что при сгорании углерода в углекислоту последняя, проходя мимо колош чугуна, в присутствии свободного кислорода и водяных паров, довольно сильно окисляет его, вследствие чего при плавке происходит значительный угар чугуна. Если в вагранке развивается, главным образом, окись углерода, этого угара почти совсем не замечается. Следовательно, в одном случае происходит излишняя трата топлива, а в другом излишний угар чугуна, и каждый раз, сообразуясь с местными условиями, нужно решить, на каком компромиссе выгоднее остановиться.

В дальнейшем приведем описание некоторых наиболее типичных вагранок, а затем укажем те требования, которым должна удовлетворять рационально построенная вагранка; при этом выяснится, насколько та или другая из существующих вагранок может быть признана рациональной.

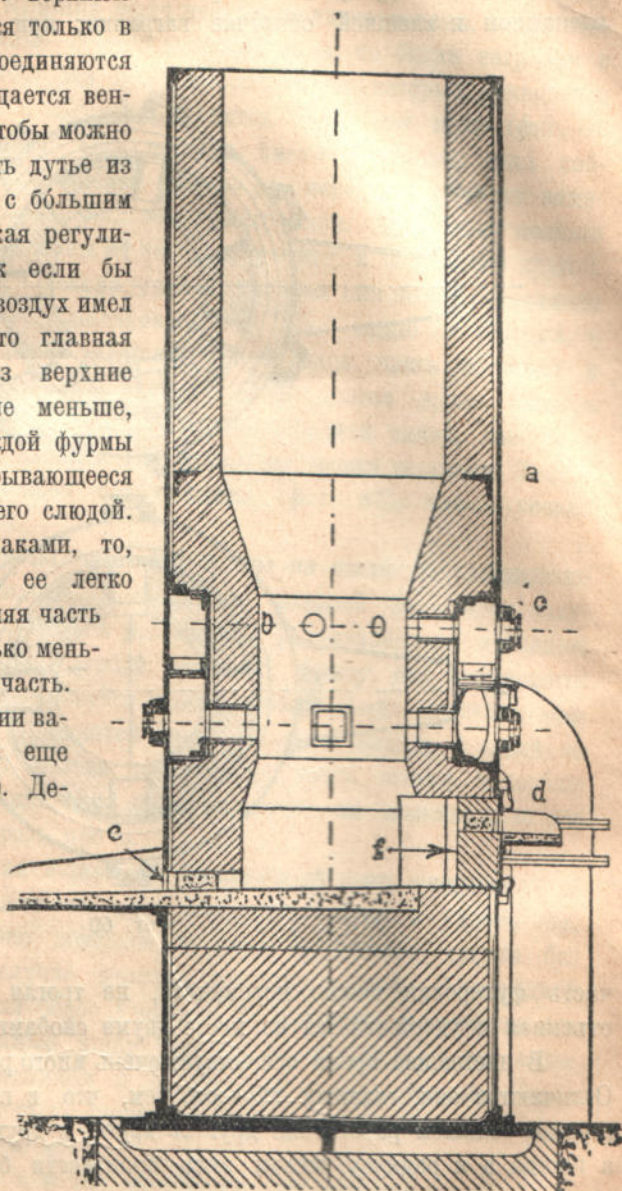
**Конструкции вагранок.** Из большого числа существующих вагранок приведем только наиболее типичные.

**54. Вагранка Айерланда** (фиг. 59—60). Вагранка эта была предложена еще в 1860 году. Особенность ее — два ряда фурм. Верхний ряд делается для того, чтоб, впуская через него свежий воздух, по возможности, сжигать окись углерода, образующуюся над нижними фурмами. Второй ряд фурм, кроме того, увеличивает толщину плавильного пояса, так как усиленное горение и выделение тепла, повышающие температуру, начинается на более высоком горизонте (над верхними фурмами), и расплавленные капли чугуна, проходя больший путь с высокой температурой, сильнее перегреваются — чугун получается более горячий. Но второй ряд фурм имеет и свой недостаток: на пути, где капли чугуна перегреваются, происходит окисление его под действием движущихся ему навстречу окислительных газов; и если мы этот путь увеличим, то тем увеличим и угар чугуна. Таким образом, выигрывая на топливе и перегреве чугуна, мы теряем на чугуне. Выбор того или другого зависит от местных условий.

Каждый нижний ряд фурм имеет их числом 3—4, верхний же 6—8 но общая площадь сечения верхних фурм меньше, чем площадь сечения нижних: обыкновенно она составляет от  $\frac{1}{4}$  до  $\frac{1}{2}$  от последней. Расстояние



между рядами фурм 400—500 мм. Большим числом фурм достигается лучшее распределение дутья по всей площади поперечного сечения вагранки. Снаружи все фурмы соединяются общим железным ящиком, разделенным горизонтальным кольцом на две части: верхнюю и нижнюю. Воздух вдувается только в нижнюю часть. Обе части соединяются отверстием, в котором помещается вентиль *b* (фиг. 60) для того, чтобы можно было прекратить или пустить дутье из нижней части в верхнюю, с большим или меньшим давлением. Такая регулировка необходима, так как если бы у верхних фурм и у нижних воздух имел бы одинаковое давление, то главная его масса пошла бы через верхние фурмы, где противодействие меньше, чем в нижних. Против каждой фурмы имеется смотровое окно, закрывающееся крышкой, со вставленной в него слюдой. Если фурма засорится шлаками, то, открывая крышку у окна, ее легко прочистить. Как видно, нижняя часть вагранки, или горн, — несколько меньшего диаметра, чем верхняя часть. В первоначальной конструкции вагранки эта разница была еще больше (почти в два раза). Делалось это, желая сконцентрировать жар и получить более высокую температуру. Но, как показала практика, сильное сужение вагранки представляло более неудобств, чем преимуществ. В узком месте задерживаются большие куски, нарушается равномерность опускания колош, центральная часть загромождается, шлаки стекают около стен, вследствие чего футеровка в этом месте слишком быстро выгорает. В вагранках Айерланда более новой конструкции сужение хотя и делается, но очень небольшое,

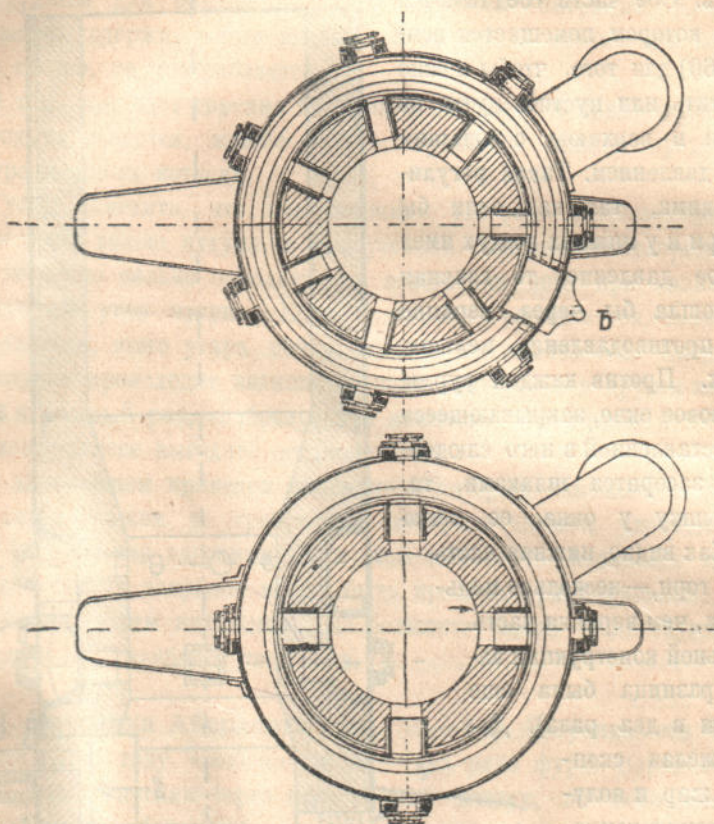


Фиг. 59

футеровка в этом месте слишком быстро выгорает. В вагранках Айерланда более новой конструкции сужение хотя и делается, но очень небольшое,



преследуя другую цель, а именно: так как в нижней части вагранки всегда выгорает сильнее, то ей и дают в нижней части более толстые стенки, чтоб они могли дольше служить без ремонта. В виду того же выгорания верхняя часть футеровки вагранки ставится на железном кольце, приклепанном к внешней оболочке вагранки; при таком устройстве нижнюю



Фиг. 60

часть футеровки можно переменить, не трогая верхнюю. Грудь вагранки отъемная и удерживается на месте двумя скобами.

В настоящее время существует очень много разновидностей этой вагранки. Отличаются они, главным образом, тем, что в иных фурмы поставлены на гораздо большем расстоянии друг от друга, в других фурмы наклонены к оси, а иногда и к радиусу, желая этим произвести более равномерное распределение дутья.

**55. Вагранка Кригара (фиг. 61).** Эта вагранка была предложена в шестидесятых годах Кригаром, заводчиком из Ганновера. Особенность первоначально построенной вагранки заключалась в том, что, вместо большого



числа фурм, Кригар сделал около самой лещади по бокам вагранки два больших отверстия, покрытых сводом, имевших ширину каждое около 0,2 окружности вагранки и высоту около 600 мм.

Впоследствии вагранка Кригара была несколько видоизменена, после чего она имела следующее устройство. Вместо широких окон, по бокам вагранки с наружной стороны расположены два чугунные ящика, в которые приводится дутье. Из этих ящиков дутье в вагранку вводится через две щели (фиг. 61 правая) по направлению книзу. Под щелями имеются камеры, куда собственно и вдувается воздух, так что эти камеры до некоторой степени заменяют большие отверстия в первоначальной конструкции. Для более полного сгорания топлива щели расположены не на одном уровне, а одна выше другой. Описанное расположение щелей весьма удобно, так как они не соприкасаются с топливом, и потому не могут зашлаковываться. Как видно из чертежа, в нижней части вагранки футеровка двойная: внутренняя часть выгорает и меняется, внешняя же остается без ремонта более долгое время. Теперь вагранки Кригара не делаются с таким сильным сужением книзу, влекущим за собою застывание колош и сильное разъедание футеровки шлаками. Теперь эти вагранки делаются или совсем без сужения (фиг. 87), или с весьма умеренным сужением (фиг. 88).

Лещадь вагранки состоит из чугунной плиты на шалнере, откидывающейся вниз (фиг. 61). Эта плита, или клапан, каждый раз перед задуванием вагранки, чтоб не подвергаться разъеданию расплавленным металлом, покрывается с внутренней стороны особой набойкой. Снизу она подпирается или железным шестом, или удерживается особой скобой. Когда плавка кончилась, колонка из-под лещади выбивается прочь, клапан падает и вслед за ним из вагранки вываливаются остатки негоревшего кокса, шлаки, и вообще вагранка опоражнивается. Так как сама вагранка стоит на колонках, то все вывалившееся из нее легко убрать прочь.

Спереди вагранки приделан ящик, так называемый **скоп**, впервые предложенный тоже Кригаром. Служит он для собирания **чугуна** и удобен тем, что в нем может быть скоплено довольно большое количество чугуна без заметного его охлаждения, в случае отливки тяжелых вещей. В передней стенке скопа сделана дверка для более удобного исправления и очистки его внутренности после плавки. Самый ящик состоит из **чугунных** плит, обложенных внутри огнеупорным кирпичом и перекрытых **сверху** сводом. Недалеко от верхней стенки должно быть сделано отверстие **a** для выпуска шлаков, когда их накопится слишком много.

Присутствие скопа удобно и в том отношении, что при нем чугун постепенно стекает с лещади самой вагранки, и потому при выпуске чугуна вся загрузка вагранки не оседает сразу, как это бывает в вагранках без скопа, при чем нарушается правильный ход вагранки.

В боковых стенках камер и в передней стенке скопа сделаны дверцы для более удобной чистки и ремонта этих мест. В дверцах имеются смотровые



трубки с колпачками, со вставленными в них стеклами. Чтоб стекла не лопались от сильной жары, в эти места проведены тонкие трубочки, приводящие дутье и таким образом постоянно охлаждающие стекла.

При малых размерах вагранки щель, вдувающая воздух, делается только одна и располагается против скопа, на противоположной же стороне над скопом помещают небольшую круглую форму для более равномерного распределения дутья.

**56. Вагранка Маккензи.** Особенность вагранки состоит в том, что вместо отдельных фурм Маккензи устроил одну общую щель, идущую вокруг всей вагранки. Щель образуется чугунным ящиком, на котором построена и шахта вагранки. Заменяя несколько фурм одной общей щелью, Маккензи думал достичь более равномерного распределения дутья; но подобная конструкция не допускает прочистки щели, потому такая вагранка распространения и не получила.

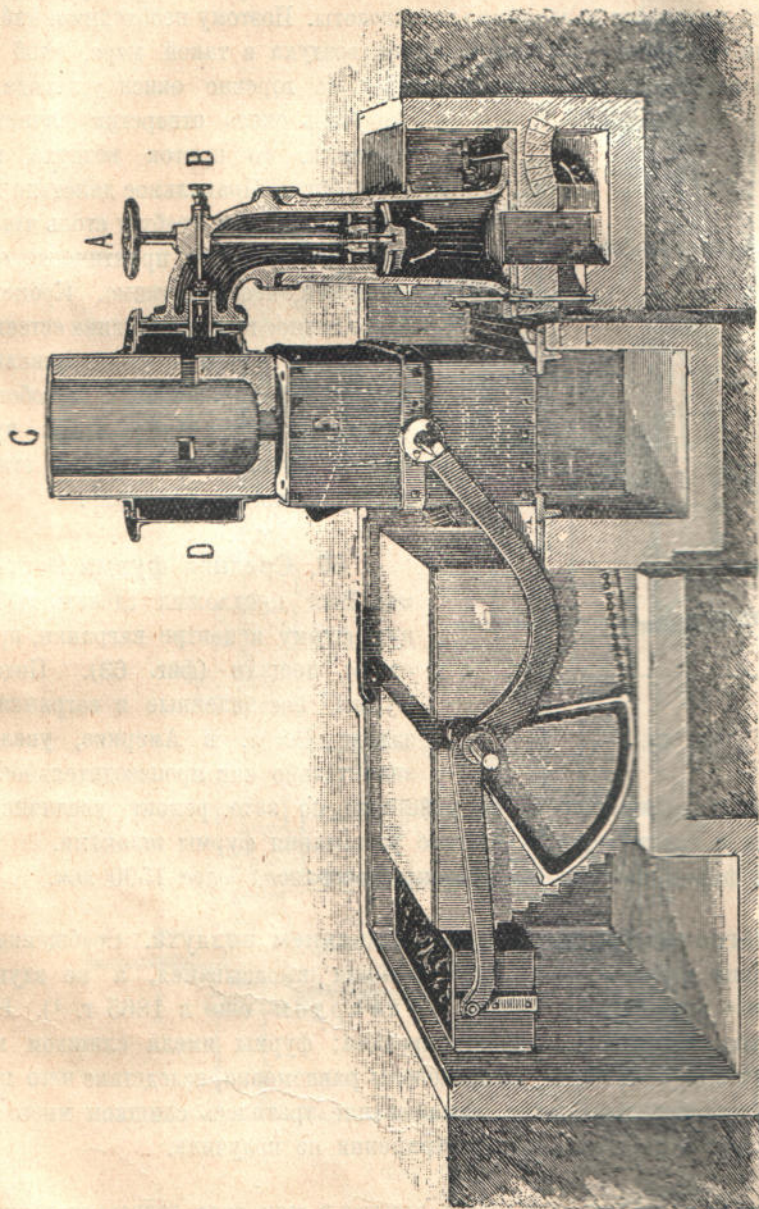
**57. Вагранка Пиа.** Во многих случаях в литейных встречается надобность расплавить небольшое количество чугуна особого сорта для пробных отливок и т. п. Производить небольшие плавки в вагранках больших размеров и неэкономично и не всегда возможно, не опасаясь смешать различные сорта чугуна. Поэтому в литейных полезно иметь небольшую вагранку, в которой можно бы было расплавить небольшие порции чугуна. Очень удобный тип подобных вагранок строит парижский завод Пиа (фиг. 62).

Вагранка Пиа назначается для быстрой плавки небольших количеств металла, до 300 кг. Она состоит из железного цилиндра *G* с внутренней футеровкой из огнеупорного кирпича; в дне этого цилиндра есть отверстие, через которое стекает расплавленный металл в нижележащий тигель, совершенно подобный описанному ранее и изображенному на фиг. 8. Вокруг цилиндра имеется кольцевой канал *D* с фурмами. Вся вагранка подвешена на колонке, на которой она может вращаться, и внутри той же колонки приводится дутье к фурмам. Вращая винт *B* можно регулировать силу дутья, вращая винт *A* можно всю вагранку несколько приподнять на колонке, повернуть в сторону и вынуть ящик с тиглем. В нижнем канале есть еще заслонка, которая может пропускать дутье и к самому тиглю, если в этом встретится надобность.

**58. Вагранка Грейнера и Эрпфа.** Желая совершенно уничтожить образование в вагранке окиси углерода, Грейнер и Эрпф предложили вдувать свежий воздух по всей высоте вагранки. Для этого вокруг вагранки делается или особый железный ящик, в который приводится дутье, или пользуются ящиком, соединяющим между собой фурмы, и из него параллельно оси вагранки, на равном расстоянии по ее окружности, ставится ряд небольших трубок (числом 9—10), которые затем соединяются с отверстиями, распо-



женными по винтовой линии на поверхности вагранки. Каждая такая трубка при входе в вагранку снабжена смотровым отверстием, а кроме того, краном,

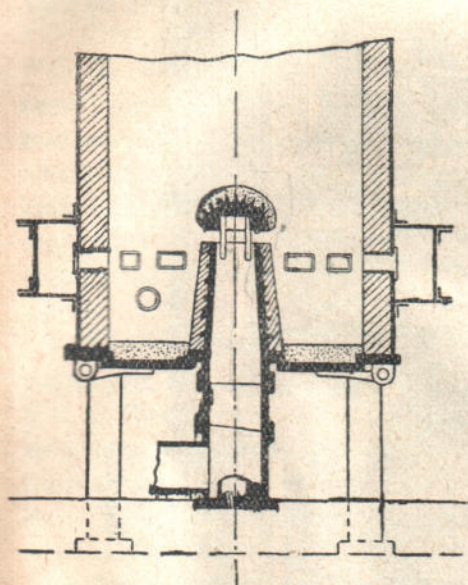


Фиг. 62.

при помощи которого можно регулировать количество протекающего по ней воздуха. Понятно, что образующаяся в вагранке окись углерода, проходя около отверстий и встречая свежий, изобилующий кислородом воздух, будет



сгорать и отдавать свою теплоту слоям топлива и металла. Нужно заботиться при этом, чтобы приток воздуха не был слишком сильным и чтоб не получилось, вследствие этого, слишком сильного горения около трубок, при чем опять может произойти разложение углекислоты. Поэтому необходимо, наблюдая в смотровые отверстия, установить приток воздуха в такой мере, чтоб виден был только синеватый огонь, что и укажет на горение окиси углерода, если



Фиг. 63.

же уголь около отверстия начнет раскаляться, то приток воздуха нужно уменьшить. Правильное действие дополнительных фурм требует столь тщательного надзора, что практически оно, в сущности, неосуществимо. Кроме того, более полное горение топлива естественно влечет за собою и более окислительную атмосферу, влекущую за собою значительное увеличение угара чугуна. В виду сказанного вагранки эти распространения не получили.

**59. Средняя фурма Веста.** Томас Вест предложил сделать добавочную фурму в центре вагранки, проводя ее от лещади (фиг. 63). Подобные фурмы, поставленные в вагранках на заводе Веста, в Америке, увеличили значительно как производительность ва-

гранки, так и экономичность ее действия; но зато ремонт увеличивается, удорожается и осложняется вследствие разъедания фурмы шлаками.

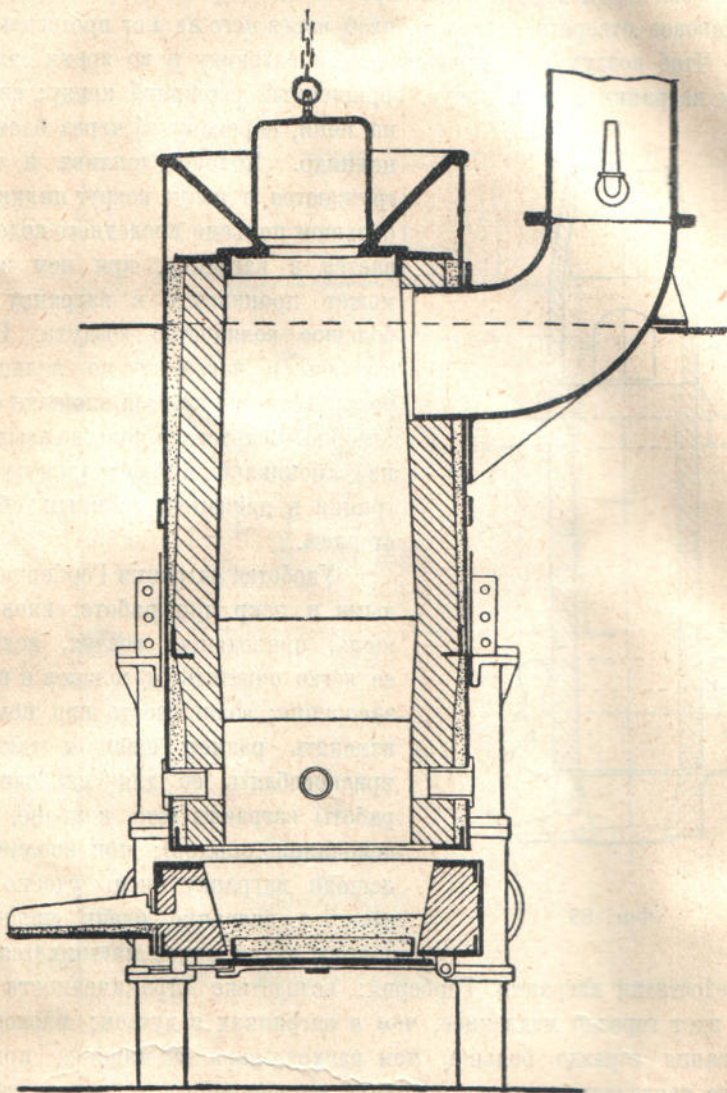
Такие фурмы выгодны для больших вагранок, более 1500 мм.

**60. Вагранка Герберца с высасыванием воздуха.** Сообщение воздуха движения через вагранку при помощи высасывания, а не вдувания, было впервые применено в Англии Вудвардом еще в 1865 г. <sup>1)</sup> Но его вагранка была неправильно конструирована: фурмы имели слишком малую площадь сечения и не были распределены равномерно, вследствие чего плавка шла неудовлетворительно, и на высасывание тратилось слишком много пара. Поэтому вагранка Вудварда распространения не получила.

<sup>1)</sup> Кнаббе указывает, что первая попытка в этом роде принадлежит русскому мастеру Москвину, устроившему в шестидесятых годах в Усланском заводе вагранку, работавшую самодувом. Для этого он воспользовался на заводе высокой дымовой трубой, в которую и выпустил горизонтальный боровок из колошника рядом стоявшей вагранки. Подробностей об этой вагранке и ее работе, к сожалению, не сохранилось. Кнаббе — „Литейное Дело“, стр. 503.



В восьмидесятих годах, под давлением законов, запрещающих в городах устройство вагранок с дутьем, так как они выбрасывали из себя много дыма и искр, фирма Герберца, в Кельне, снова построила вагранку по прин-

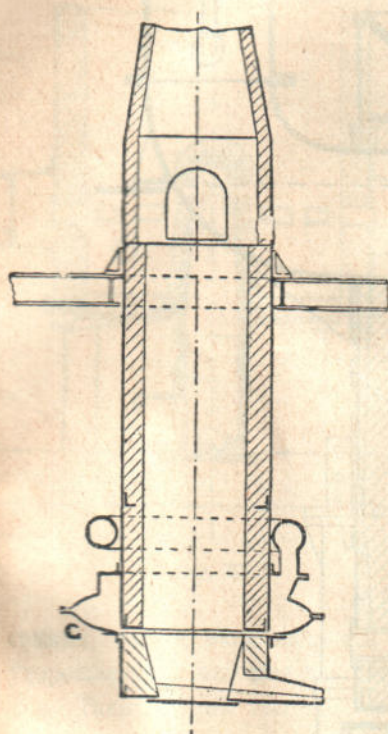


Фиг. 64.

ципу Вудварда, но только значительно усовершенствовал ее конструкцию. Вагранка Герберца изображена на фиг. 64. Как видно, она состоит из обыкновенной шахты, поставленной на нескольких колонках. Лещадь и горн совершенно отделены от шахты и опираются на винты. Между шахтой и лещадью



образуется таким образом щель, и, поворачивая винты, размеры щели можно изменять по произволу. Недалеко от колошникового отверстия находится труба, отводящая в сторону продукты горения; внутри ее помещается высасывающий аппарат (эжектор), действующий при помощи пара. Во время работы вагранки колошниковое отверстие закрыто, чтоб через него не мог протекать в вагранку воздух. Чтоб воздух не мог врываться в вагранку и во время закидки колош, вверху вагранки сделан конус, обращенный вершиной книзу; внутри конуса



Фиг. 65.

на пепи, перекинутой через блоки, подвешен цилиндр. Колоши топлива и металла загружаются в конус вокруг цилиндра, при небольшом подъеме последнего колоша проваливается в вагранку, при чем вместе с ней может проникнуть в вагранку только небольшое количество воздуха. Воздух, всасываясь в вагранку по кольцевой щели, распределяется по всей площади очень неравномерно. Вследствие силы всасывания воздух не проникает в центральную часть вагранки и движется, главным образом, по ее стенкам.

Удобства вагранки Герберца: отсутствие дыма и искр при работе; вполне открытая щель, приводящая воздух, вследствие чего ее легко очистить от шлаков и предупредить засорение; возможность при помощи винтов изменять размер щели и таким образом приспособлять ее для наиболее выгодной работы вагранки (это, конечно, делается на основании опытов); при вполне опущенной лещади вагранку очень удобно ремонтировать; в вагранке очень малое давление, почему чугун менее насыщается газами.

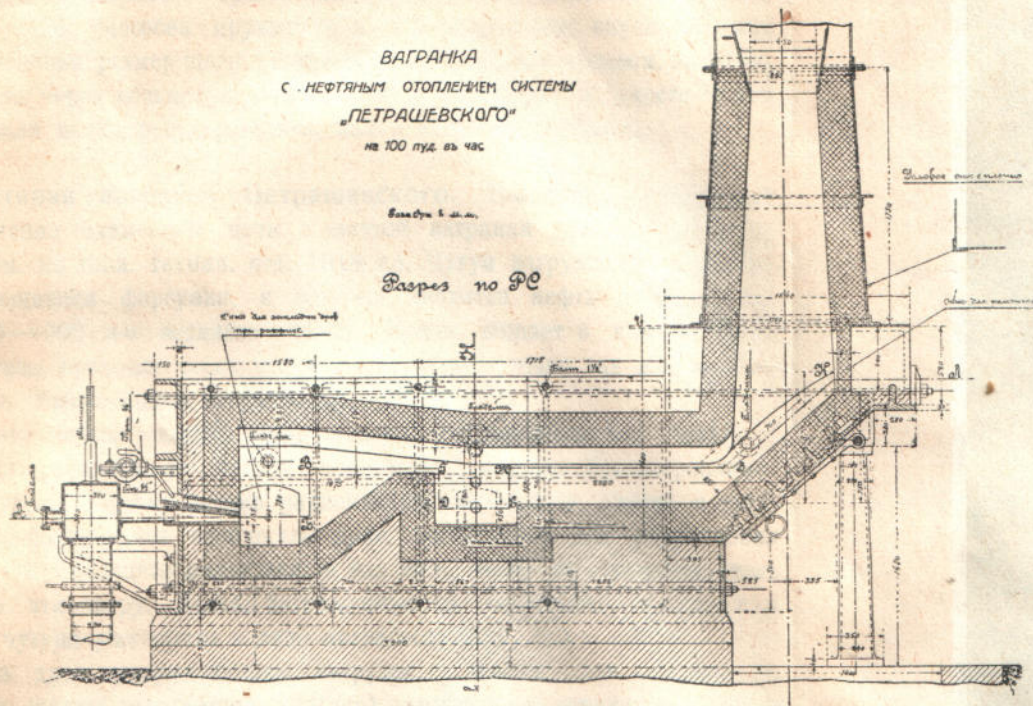
Недостатки вагранки Герберца: вследствие ограниченности силы тяги плавка идет гораздо медленнее, чем в вагранках с дутьем; расход пара для высасывания гораздо больше, чем расход пара в машине, приводящей в движение вентилятор; работа вагранки неравномерна и находится в большой зависимости от размера кусков топлива и металла; в иных случаях результаты плавки получаются иногда удовлетворительные, в других плавка идет неэкономично, это особенно делается заметным при большом диаметре вагранки, когда воздух движется более около стенок вагранки; для устранения последнего недостатка в некоторых случаях делают вагранку не с круглым, а с продолговатым поперечным сечением, но это все-таки мало помогает делу. В общем, вагранка Герберца не может соперничать с хорошими вагранками с дутьем.



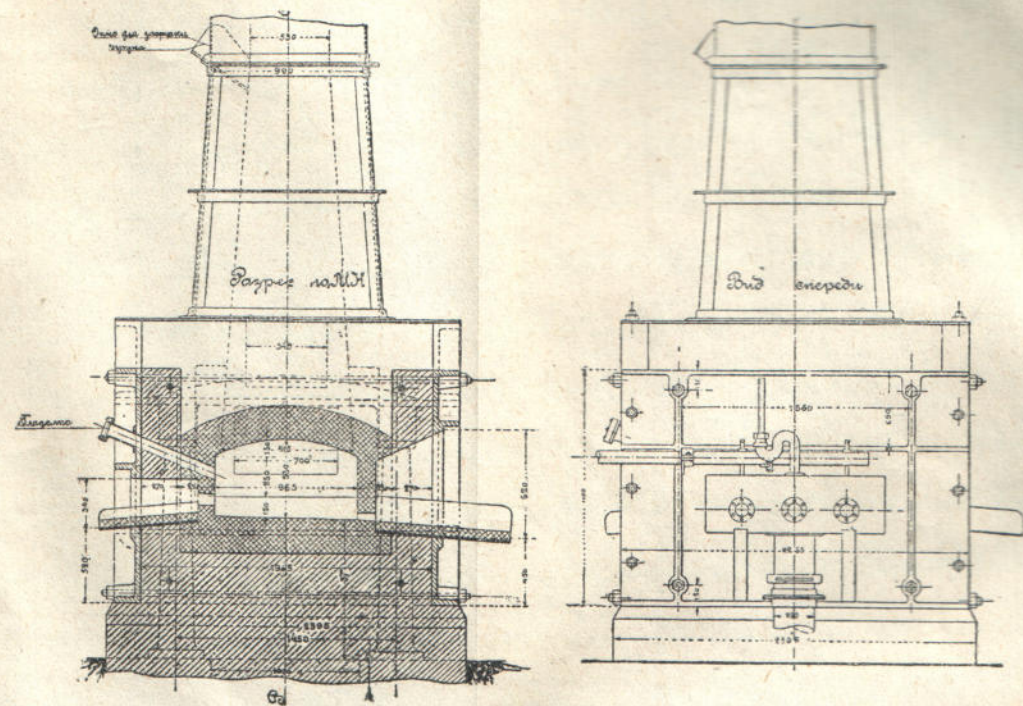
ВАГРАНКА  
с нефтяным отоплением системы  
«ПЕТРАШЕВСКОГО»  
на 100 пуд. в 4 час.

Валахун 6 кл.м.

Разрез по РР

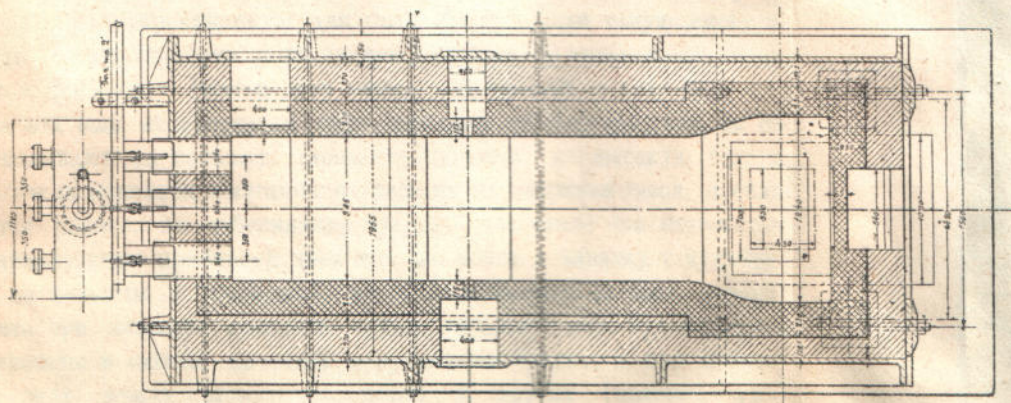


Фиг. 66 — 1, стр. 133.

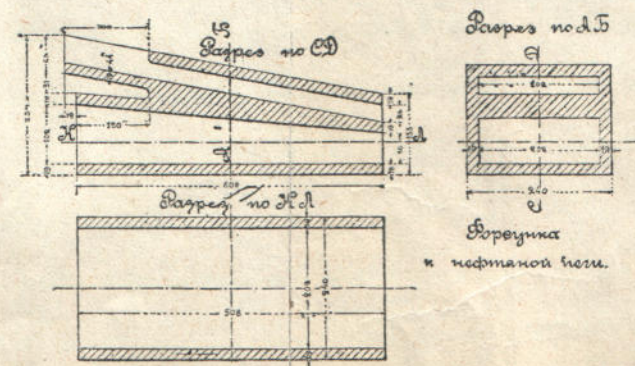


Фиг. 66 — 2, стр. 133.

Разрез по АБВГДЕЖЗИИ



Фиг. 66 — 3, стр. 133.



Фиг. 66 — 4, стр. 133.



**61. Вагранка Нау.** Нау скомбинировал вагранки Герберца и Маккензи. Общий вид ее представлен на фиг. 65. Канал С, через который вдвигается воздух в вагранку, готовится из тонкого листового железа, вследствие этого он способен пружинить и позволяет горну опускаться или подниматься, изменяя размер щели, вводящей воздух. Таким образом, вагранка действует дутьем через кольцевую щель, как у Маккензи, и вместе с тем размер этой щели может регулироваться, как в вагранке Герберца.

**62. Нефтяная вагранка Петрашевского.** Вагранка представляет из себя соединение пламенной печи с шахтой вагранки (фиг. 66. Волжск. район. Уполном. по топл. технич. отд. 1918 г.). Чугун загружается в шахту; в камере помещаются форсунки, в которые вводится нефть и воздух под давлением 400—500 мм водяного столба. Нефть сгорает в камере, после чего горячие газы проходят через чугун и плавят его точно так же, как это происходит и в обыкновенной вагранке.

Продувание окислительных газов сквозь расплавляющийся чугун и между кусками раскаленного чугуна производит, подобно бессемерованию, отбеливание чугуна, поэтому весьма рационально забрасывать вместе с чугуном весьма незначительное количество дров, достаточное для разрыхления массы чугуна, начинающего плавиться, и для того, чтобы не получить столь окислительную атмосферу. Дрова, загруженные на колошнике, подойдут к месту плавки чугуна уже почти в виде древесного угля.

Прибавка дров, разрыхляющих загрузку в шахте, дает возможность делать высоту шахты достаточной для того, чтобы газы отдали свое тепло чугуну и вышли возможно охлажденными. В противном случае толстого слоя загрузки получить нельзя, так как полурасплавленный чугун внизу шахты, находясь под сильным давлением тяжелого толстого слоя вышележащего чугуна, должен образовать мало проницаемую для газов массу. Если такую массу и удастся продуть соответствующим повышением давления, то сильное окисление чугуна при этом неизбежно. Вместо дров можно забрасывать и кокс.

Вагранка эта еще не завоевала себе симпатий литейщиков: как на ее неудобство, указывают на большую стоимость ремонта, на высокую т-ру и потребность в очень неполном сжигании отходящих из вагранки газов, и если газы сжигаются полнее, на отбеливание чугуна; последние два недостатка могут быть парализованы прибавкой дров или же кокса в завалку с чугуном, в количестве не большем 2 процентов, много 3 процентов от веса чугуна. Несомненно, что при желании наладить такую вагранку, она будет давать хорошие результаты в смысле качества получаемого чугуна, а при известных соотношениях между стоимостью нефти и других горючих, употребляемых для топки вагранок, может оказаться выгодной и в экономическом отношении. Как на крупное преимущество этой вагранки можно указать на полное отсутствие поглощения чугунных вредных примесей из топлива. Более подробно об этой вагранке см. брошюру Вол. Рон. Уп. на топ.



тех. от. „Нефтяные кузнечные горны, вагранки, тигельные горны и плавильные печи“.

В случае добавки дров в завалку с чугуном, высоту шахты нужно делать больше, чем указано на чертеже, по крайней мере на 1 метр.

Здесь же можно указать на то, что в тех местах, где нефть сравнительно дешева, выгодно вводить ее в шахту вагранки, работающей на коксе. Для этого достаточно на некоторой высоте около вагранки расположить бак с нефтью и вводить ее по трубочке в наиболее раскаленную часть шахты. Заменяя таким образом часть кокса более дешевой нефтью, можно получить значительное сбережение на топливе, несколько не ухудшая других условий плавки.

**63. Главные условия рациональной работы вагранок.** К вагранке должны предъявляться следующие требования:

1) Вагранка должна давать достаточно перегретый металл в достаточном количестве.

2) Угар материалов и расход топлива должен быть возможно малым и постоянным.

(Здесь необходимо разобраться в причинах угара, их 3: 1) угар от взвешивания, идущего в плавку чугуна, происходящий от того, что вместе с чугуном взвешиваются сор, грязь, окалина; это составляет 0,3—0,5 проц., 2) металлургический угар от сжигания части чугуна во время плавки; это составляет 0,8,—1,2 проц., 3) угар от разбрызгивания во время разливки чугуна, каковой бывает 4—6 проц. и тем больше, чем мельче отливки. При пропускании отработавшей земли через магнитный сепаратор этот угар может быть уменьшен до 2 проц.

3) В вагранке не должно происходить слишком большого поглощения вредных примесей (S, P) из топлива.

4) Вагранка должна быть удобна для обслуживания.

5) Не должна выделять дыма и искр.

Перегрев чугуна и все химические видоизменения чугуна совершаются, главным образом, в плавильном поясе, а потому, если мы будем стараться провести чугун через это место слишком быстро, то мы получим ненадлежащий перегрев, и наоборот, если мы будем проводить его слишком медленно, то он получит большой перегрев, но зато получится и большой металлургический угар, а при этом угаре теряются наибольшие ценные части чугуна. Следовательно, для каждого случая нужно плавильный пояс делать настолько малым, насколько это допускает требуемый данным случаем перегрев. При правильно выбранном расположении плавильного пояса уменьшается размер холостой колоши и высота вагранки для того же охлаждения газов, выходящих из вагранки.

Размеры и высота от фурм плавильного пояса зависит от скорости вдуваемого воздуха и от того, вдувается ли он на одном или на нескольких гори-



зонтах. Чем больше скорость воздуха, тем плавильный пояс расположится выше, но зато в нем будет сосредоточена наивысшая т-ра и путь капель расплавленного чугуна будет больше — получится более сильный перегрев и больший металлургический угар. При устройстве второго ряда фурм высота плавильного пояса поднимется на величину расстояния между фурмами (0,40 до 0,50 м) и соответственно этому получится больший перегрев чугуна и больший угар. При хорошем перегреве может уменьшиться угар от разбрызгивания и тем значительно может компенсировать металлургический угар.

Форма плавильного пояса зависит от наклона фурм: при сильном наклоне книзу пояс получается в виде воронки, обращенной книзу, при незначительном наклоне фурм плавильный пояс получается в виде воронки, обращенной вверх. Чтобы получить равномерную плавку по всему поясу и предупредить смешивание отдельных шихт чугуна, нужно ставить фурмы с таким наклоном, чтобы факел дутья получился плоским и равномерной толщины.

Непосредственные опыты подтверждают, что при большой скорости воздуха получается более полное горение (см. „Giesserei-Zeitung“, стр. 6—1909). При этом получается и более сосредоточенная т-ра в плавильном поясе, вследствие чего идет более быстрое расходование полученной теплоты, и по выходе из слоя чугуна газы должны уже настолько охладиться, что дальнейшее разложение углекислоты становится сравнительно незначительно.

Образующаяся углекислота, проходя вышележащие слои горячего топлива, конечно, отчасти разложится на окись углерода. Но это составит небольшую потерю, которую в вагранках во всяком случае вполне избежать нельзя и только можно уменьшить выбором надлежащей скорости движения воздуха и направлением дутья, сообразуясь с тем, чтобы слишком окислительная атмосфера не произвела слишком большого металлургического угара.

Того же можно достигнуть устройством второго ряда фурм. Делать более двух рядов фурм не годится, так как при этом слишком сильно расширяется пояс плавения и получается слишком окислительная атмосфера, вследствие чего больше горит чугун, и высокая т-ра располагается слишком высоко, отчего, при невозможности тщательного ухода за всеми фурмами, в высших слоях опять-таки получается СО.

Но нужно заметить, что при концентрированном жаре, получаемом при большой скорости вдуваемого воздуха, футеровка вагранки страдает более сильно и ее нужно более часто ремонтировать.

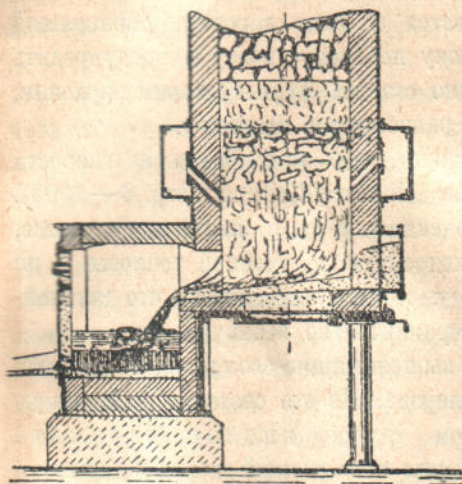
Очень важным обстоятельством при плавке в вагранке является угар чугуна, на что, к сожалению, обращают слишком мало внимания, заботясь, главным образом, об экономии на топливе, забывая, что экономия на топливе ведет к большому выгоранию углерода в чугуне и к большому угару чугуна, что в конце концов может оказаться более убыточным.

Медленно вытекающий из фурм воздух дает ниже расположенный плавильный пояс, медленную плавку, меньший



нагрев чугуна и в результате большее количество СО. При этом получается меньший металлургический угар, но зато при слишком холодном чугуне увеличивается угар от разбрызгивания, и может оказаться, что общий угар увеличится против угара при большой скорости воздуха.

Другая причина сильного металлургического угара чугуна, это — близкое расположение уровня расплавленного металла к воздуху, вытекающему из слишком круто поставленных фурм. При этом дутье может касаться чугуна и окислять его. Имея это в виду, лучше делать отдельный от шахты скоп, в который чугун сейчас же стекает (фиг. 67). При отдельном скопе



Фиг. 67.

соприкосновение чугуна с воздухом и топливом очень непродолжительно, и они не могут оказать значительного влияния на состав чугуна, при чем в скопе чугун всегда прикрыт шлаком от действия на него газов.

Возражения против скопа, указывающие на то, что скоп требует излишнего топлива для обогрева и холодит чугун, мало обоснованы, так как место для скопления чугуна внутри самой вагранки требует тоже некоторого количества топлива для своего обогрева. А при хорошей изоляции покрытый шлаком чугун в скопе заметно не охлаждается, только первые порции его, с помощью которых обогревается горн, бывают иногда недоста-

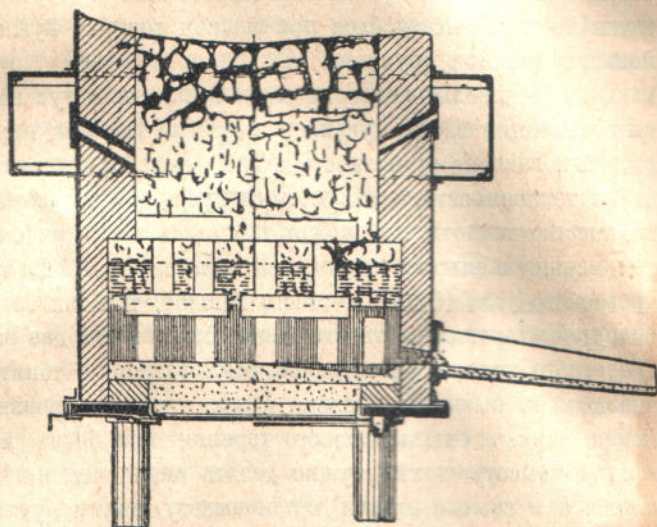
точно горячи, да и то не всегда. В случае же горна под шахтой часто бывает, что при выпуске чугуна, вследствие быстрого опускания всего содержимого вагранки, отдельные куски нерасплавившегося чугуна проваливаются в жидкий чугун и понижают его температуру, что может случиться не только в начале плавки, а и во всякое другое время. Если отдельного скопа сделать нельзя, следует делать внутри вагранки горн достаточной глубины (не ниже 0,6 метра от нижней кромки фурм), чтобы уровень металла не подходил близко к дутью. Чтобы в жидкий металл не могли проваливаться большие куски чугуна, которые, расплавляясь в нем, понижают его температуру, на дне вагранки следует выкладывать клетку из кирпичей, как показано на фиг. 68, что и будет предохранять расплавленный чугун от падения в него больших кусков. Кроме того, при выпуске чугуна эта кладка будет поддерживать все содержимое вагранки от быстрого передвижения вниз, и колоши будут правильно опускаться. При этом надо иметь в виду, что объем скопа сильно уменьшается.

При выпуске из отдельного скопа чугун получается более равномерного состава, чем при выпуске прямо из вагранки.



**64. Построение вагранок.** Главной составной частью вагранки является ее шахта, и потому при построении вагранки прежде всего нужно выбрать форму шахты и наметить ее главные размеры: высоту и величину поперечного сечения.

**Форма шахты.** Поперечное сечение вагранки делается почти всегда круглым. При такой форме поперечного сечения, при данной его площади, получается наименьший периметр, следовательно, происходит наименьшая потеря тепла через поверхность шахты; кроме того, при круглом сечении шахты топливо и чугун опускаются более равномерно. Только при очень больших размерах вагранки поперечное сечение ее делается иногда овальным, чтобы, при вдувании, воздух легче проникал в центральную часть. В нижней части шахты, на высоте плавильного пояса, диаметр ее иногда немного суживается, чтобы получить более высокую температуру, при чем в таком случае здесь делаются и более толстые стенки, так как от сужения шахты книзу шлаки более стекают по стенкам и при высокой температуре стенки сильно выгорают. Слишком суживать шахту не следует, так как при этом могут застревать куски чугуна и топлива и нарушаться равномерность опускания колош. Остальная часть шахты делается или цилиндрическая, или слегка суживающаяся кверху; в последнем случае чугун не так трется о стенки, и обмуровка вагранки не так страдает.



Фиг. 68.

**Высота шахты над фурмами.** Высота шахты вагранки от фурм до колошника зависит от двух причин, различно выражающихся при различных сортах топлива: 1) чем больше высота шахты, тем больше общая высота, занимаемая топливом, и значит тем больше углекислота будет переходить в окись углерода.

При меньшей поверхности обнажаемой топливом для процесса горения, увеличение высоты слоя не так сильно отражается на увеличении количества  $\text{CO}$ , как при сортах топлива, обнажающих большую поверхность горения.

Поверхность горения зависит от крупности кусков и от плотности топлива: чем плотнее топливо и чем оно крупнее, тем меньше поверхность горения.



Исходя из этого положения, принимая во внимание как плотность, так и крупность кусков, можно распределить сорта топлива в таком порядке от наименьшей поверхности горения к наибольшей: антрацит, кокс, торфяной кокс, древесный уголь, при чем у древесного угля поверхность горения почти в четыре раза больше, чем у антрацита, у кокса в два раза больше, чем у антрацита.

Кроме того, при той же толщине слоя более мелкое топливо представляет большое сопротивление для прохода воздуха, и значит при той же силе дутья при мелком топливе пройдет меньшее количество воздуха, что в свою очередь еще больше усилит его стремление к сгоранию в СО и значит, с этой точки зрения, высоту слоя при мелком топливе нужно делать соответственно меньше, чем при крупном.

2) Чем больше высота слоя, тем газы могут полнее отдать свое тепло вышележащим слоям чугуна и топлива. Так как передача теплоты, с одной стороны, зависит от разности температур соприкасающихся тел, а с другой — от их теплоемкости, то из этого следует, что чем плотнее топливо, тем большее количество теплоты оно может поглотить при данном объеме, следовательно, тем меньшую высоту можно давать вагранке. Точно так же, хотя теплоемкость древесного угля (0,241) немного больше, чем теплоемкость кокса (0,203), но, с другой стороны, плотность кокса более чем в два раза превышает плотность древесного угля; следовательно, если вагранка топится древесным углем, то она должна быть значительно выше, чтобы произвести то же охлаждение газов. Итак, в смысле полного горения при более мелком и менее плотном топливе высоту шахты нужно делать ниже, чем при крупном и плотном топливе, а в смысле отдачи тепла высоту шахты нужно делать тем ниже, чем плотнее топливо. Поэтому для каждого сорта топлива приходится находить некоторую компромиссную наивыгоднейшую высоту. Мелкое топливо во всех смыслах требует шахты меньшей высоты (как в смысле полноты горения, так и в смысле отдачи тепла).

Значение неполноты горения весьма сильно превышает значение отдачи тепла, а потому при той же крупности кусков антрацитовые печи следовало бы делать выше коксовых, но так как антрацит всегда бывает в более мелких кусках, чем кокс, то большую часть антрацитовые печи по высоте не выше коксовых, а иногда и ниже их. Печи для древесного угля следует делать наиболее низкими, но даже и при сравнительно низких древесноугольных печах получается громадное количество СО, и для достаточно экономической работы на нем и на торфяном коксе приходится вырабатывать особые искусственные меры, о которых будет сказано ниже.

Для определения высоты  $H$  можно принять формулу  $H = 2,25 + 2,6 D^2$ .

Обыкновенно для кокса и антрацита высота вагранок изменяется от 3 метров до 4 метров. Ниже этих размеров идти не следует, потому что газы будут выходить слишком горячими и будет происходить излишняя потеря тепла, при более же высоких вагранках, кроме некоторого



увеличения СО, является еще и то неудобство, что приходится чрезмерно увеличивать давление дутья, отчего тратится излишняя работа.

**Диаметр вагранки.** Величина поперечного сечения вагранки выбирается в зависимости от намеченной производительности вагранки, хотя одна и та же вагранка может выплавлять в единицу времени различное количество чугуна, смотря по тому, какое топливо употребляется и с какой силой и в каком количестве производится дутье.

Уменьшая количество и силу дутья, можно заставить вагранку плавить очень медленно, но так как потери тепла через поверхность остаются почти те же, а, кроме того, при меньшем количестве вводимого воздуха образуется больше СО, то расход топлива на единицу веса выпущенного чугуна при медленной плавке выходит больше; точно так же увеличивается и общий угар чугуна. Вследствие этого всегда стараются вести плавку с сильным дутьем. Многочисленные примеры практики указывают, что чем быстрее идет плавка, тем она экономичнее.

Что касается до топлива, то при той же степени и скорости горения равных количеств разных сортов топлива, чем оно плотнее и менее содержит золы, тем меньший объем его должен быть сожжен для расплавления данного количества чугуна, но в единицу времени количество сгорающего при тех же условиях антрацита настолько меньше, чем количество сгорающего кокса, что в единицу времени на антраците проплавляется (на той же площади сечения вагранки) меньшее количество чугуна, хотя в том же объеме заключается и большее его количество. Что же касается до древесного угля и торфяного кокса, то хотя в единицу времени их сгорание много больше, чем кокса, но при сгорании того же веса выделяется гораздо меньше тепла, так как получается много СО. Если ко всему сказанному добавить, что эти сорта топлива, вследствие малой плотности, при равном весе имеют очень большой объем, то получим, что на древесном угле проплавка будет наименьшая, затем на торфяном коксе, затем на антраците и наибольшая проплавка будет на коксе при том же количестве и давлении дутья. Для одного и того же сорта топлива в того же размера вагранки можно расплавить тем больше чугуна, чем плотнее употребляется топливо и чем меньше оно содержит золы. На основании сказанного, при топке древесным углем и слабым коксом вагранка должна иметь больший диаметр, чем при топке антрацитом, а при последнем больше, чем при топке плотным коксом.

Надлежащий размер поперечного сечения шахты на уровне плавильного пояса можно назначить на основании следующих соображений:

Для правильной плавки, дающей горячий чугун без значительного угара, необходимо поддерживать правильный пояс на постоянной высоте, а для этого нужно загружать колоши чугуна и топлива надлежащих размеров.



Соотношение между колошами чугуна и топлива обуславливается тем, что топливо должно забрасываться в таком количестве, чтобы опускаясь на холостую колошу, оно возмещало ее убыль и поддерживало на данной высоте плавильный пояс. Кроме того, топливо, сгорая, должно выделять такое количество тепла, какое необходимо для плавки и перегрева лежащего над ним чугуна, для образования шлаков и для возмещения потерь тепла внешней поверхностью вагранки.

Пусть требуется вагранка для выплавки  $A$  кг чугуна в час. Вес отдельных колош будет  $\frac{A}{n}$  кг, где  $n$  есть количество колош в час. Считая, что для плавки 1 кг чугуна требуется  $B$  кг топлива и принимая, что  $m^3$  раскаленного топлива в поясе фурм весит  $\gamma$  кг, получим объем колоши топлива равным  $\frac{A}{n} \cdot \frac{B}{\gamma}$   $m^3$ . С другой стороны, если  $D$  м есть диаметр вагранки у плавильного пояса, а  $m$  — нормальная толщина слоя топлива, то должно существовать равенство:  $\frac{A}{n} \cdot \frac{B}{\gamma} = \frac{\pi D^2}{4} m$ ; откуда определится диаметр вагранки:

$D = \sqrt{\frac{4}{\pi} \cdot \frac{A \cdot B}{m \cdot n \cdot \gamma}}$ . Так как произведение  $m \cdot n \cdot \gamma$  есть приблизительно постоянная величина, колеблющаяся от 630<sup>1)</sup> до 800<sup>1)</sup>; если мы ее примем равной 665<sup>1)</sup>, то

$$D = \sqrt{\frac{4}{\pi} \cdot \frac{A \cdot B}{665}} \dots \dots \dots (1)$$

Если  $D$  менее 500 мм, то при этом нельзя влезть внутрь для ремонта, и тогда вагранка делается разборной.

Но диаметр не должен быть больше 1500 мм, так как слишком широкая вагранка не будет хорошо продуваться обыкновенным вентилятором и плавка будет идти плохо. Если по вычислению получается  $D > 1$  м, то лучше делать 2 вагранки с меньшим диаметром.

При вагранках на коксе на  $cm^2$  площади сечения нормальных вагранок, работающих в нормальных условиях, проплавляется от 0,9 до 1 килограмма,

<sup>1)</sup> Величина  $m \cdot n \cdot \gamma$  (где  $s$  есть площадь сечения вагранки) есть вес кокса, расходуемого в час на рабочую колошу. Этот вес колеблется от 7% до 8% от веса чугуна, откуда  $m \cdot n \cdot \gamma s = 0,07A$  до  $0,08A$  и  $m \cdot n \cdot \gamma = \frac{0,07A}{s}$  до  $\frac{0,08A}{s}$ ;  $\frac{A}{s}$  есть количество чугуна, проплавляемого в час на 1  $m^2$  площади сечения вагранки. В нормальных условиях у нормальных вагранок  $\frac{A}{s}$  колеблется от 9000 до 10000 кг, откуда  $m \cdot n \cdot \gamma =$  от 0,07.9000 до 0,08.10000 или от 630 до 800; при проплавке на  $m^2$  сечения вагранки 9500 кг чугуна  $m \cdot n \cdot \gamma =$  от 665 до 760. Вообще величину  $m \cdot n \cdot \gamma$  следует всегда определять исходя из величины  $\frac{A}{s}$  и расхода кокса в % от веса чугуна.



но в практике от 0,75 до 1,35 кг чугуна в зависимости от качества топлива и количества и упругости вводимого дутья.

Чем больше количество и упругость воздуха, тем больше проплавка, чем крупнее и плотнее кокс, тем больше проплавка, чем тугоплавче шихта (прибавка стали), тем медленнее проплавка.

В громадном большинстве случаев, при вагранках, не имеющих сужения, проплавка на коксе бывает  $\approx 0,95$  кг на  $\text{см}^2$  площади сечения вагранки у фурм; у сужающихся книзу вагранок на  $\text{см}^2$  площади сечения у фурм проплавка больше.

**Площадь поперечного сечения фурм.** Еще не так давно считали нужным выпускать воздух из фурм с небольшими скоростями и при этом получали слишком медленный ход плавки.

В настоящее время это считается неправильным (причины объяснены выше): необходимо выпускать воздух из фурм с большими скоростями. Чем больше диаметр вагранки, тем с большей скоростью должен вытекать воздух из фурм, чтобы проникнуть до центральной части вагранки.

Скорость вытекания воздуха из фурм определяется по площади фурм и количеству воздуха в  $\text{м}^3$  в одну секунду.

Получить в вагранке слишком большой избыток воздуха нельзя, так как вследствие прохождения воздуха через большую толщу топлива он очень быстро потребляется и практически мы всегда получим его не в избытке. Поэтому, чем большее количество воздуха мы будем вводить, тем лучше.

Отсюда на первый взгляд можно было бы заключить, что чем больше площадь сечения фурм, тем лучше.

Но само собою понятно, если для истечения между загруженными в шахту материалами в каком-либо месте имеется свободная площадь, равная  $A \text{ м}^2$ , то делать площадь фурм больше  $A \text{ м}^2$  является бессмысленным в смысле увеличения количества пропускаемых через вагранку газов.

Для приблизительного определения минимальной свободной площади допустим, что ваграночный кокс имеет следующие средние размеры: толщина и ширина в узкой части 8 см, а в широкой 12, длина кусков 20 см. Объем такого

куска будет:  $\frac{8+12}{2} \cdot \frac{8+12}{2} \cdot 20 \text{ см}^3 = 2000 \text{ см}^3$  и вес  $\frac{8+12}{2} \cdot \frac{8+12}{2} \cdot 20 \cdot 1,25^1) =$

$= 2500 \text{ г} = 2,5 \text{ кг}$ . Если вес  $\text{м}^3$  кокса в навалку в вагранке принять

450 кг, то в  $\text{м}^3$  будет заключаться  $\frac{450}{2,5} = 180$  шт. или на 1 метр в ряд по каждому измерению куба будут расположены  $\sqrt[3]{180} = 5,65$  шт. и на  $\text{м}^2$  в

в один ряд можно расположить  $5,65^2 = 31,9$  шт., каковые при средней площади сечения каждого  $(\sqrt[3]{2000})^2 = 158,8 \text{ см}^2 = 0,0159 \text{ м}^2$  займут общую площадь

$0,0159 \cdot 31,9 = 0,507 \text{ м}^2$  и свободной останется площадь  $1 - 0,507 = 0,493 \text{ м}^2$ , каковая и представляет минимальную свободную площадь между кусками.

<sup>1)</sup> 1,25 есть удельный вес кокса.



Если принять во внимание, что в плавильном поясе температура бывает выше  $1700^{\circ}\text{Ц}$ , т.-е. выше  $1973^{\circ}\text{абс. т}$ , при которой объем газов увеличивается  $\frac{1973}{273} = 7$  раз, то площадь фурм без всякого влияния на количество выте-

кающего воздуха могла бы быть меньше площади шахты в  $\frac{7 \cdot 1}{0,493} = 15$  раз.

Но исходя из соображения, что воздух не моментально принимает  $t$ -ру  $1700^{\circ}\text{Ц}$ , лучше делать площадь фурм не меньше  $\frac{1}{12} - \frac{1}{8}$  площади вагранки.

Если сделать площадь фурм менее  $\frac{1}{14}$  площади вагранки, то можно ожидать, что воздух будет врываться из фурм в вагранку фонтанами, не заполняющими в нижней части вагранки всей ее площади, а двигающимися в ней определенными струями.

**Необходимая сила дутья.** Сила дутья, или то давление, которое необходимо для проталкивания воздуха и продуктов горения через формы и материал, загружающий шахту вагранки, зависит от скорости движения газов, от конструкции фурм, от крупности кусков топлива и чугуна, от того, насколько эти куски плотно лежат в шахте, от их удельного веса, наконец, от высоты шахты. Как учесть все факторы, будет указано ниже, теперь же только укажем, что практически при нормальной высоте вагранки упругость дутья берется 400—500 мм водяного столба для вагранок маленьких (меньше 2 тонн в час.), 500—800 мм для вагранок средних (меньше 10 тонн) и 800—900 мм для больших вагранок (больше 10 тонн).

Обозначая через  $V$  объем воздуха (в куб. метрах), необходимый для сжигания одного кг топлива, получим секундный расход воздуха равным

$$V_{\text{сек.}} = \frac{A \cdot B \cdot V}{3600}.$$

Если через  $V_1$  обозначим средний (по всей шахте) объем газа, приходящегося на 1 кг топлива, то аналогичный секундный объем будут иметь и продукты горения, приведенные к температуре  $0^{\circ}$ . При температуре  $t$  их объем будет:

$$V_{1\text{сек.}} = \frac{A \cdot B \cdot V_1 \cdot (1 + at)^1}{3600}.$$

Скорость движения газов в шахте получится деля  $V_{1\text{сек.}}$  на площадь вагранки (см. стр. 140):

$$W = \frac{A \cdot B \cdot V_1 (1 + at)}{3600} : \frac{A \cdot B \cdot \beta}{m \cdot n \cdot \gamma} \dots \dots \dots (1)$$

где  $\beta$  — некоторый коэффициент, характеризующий свободный проход шахты, вследствие заполнения ее топливом и чугуном. Делая сокращения, получим:

$$W = \frac{m \cdot n \cdot V_1 \cdot \gamma (1 + at)}{3600 \cdot \beta} m \dots \dots \dots (2)$$

<sup>1)</sup> а — коэффициент расширения газов = 0,00366.



Давление, необходимое для проталкивания газов через шахту, будет выражаться такой формулой

$$h^1) = \xi \cdot H \cdot W^2, \gamma \text{ мм водяного столба,}$$

где  $H$  — высота вагранки,  $\gamma$  — вес  $m^3$  топлива (для кокса 600 кг, для антрацита 900 кг). Считая, что на основании работы вагранок можно принять  $\frac{\xi}{\beta^2}$  — от 0,004 до 0,005 в зависимости от  $\gamma$  топлива, скорости движения газов, величины кусков чугуна и кокса, их расположения и плотности. Вставив вместо  $W$  его значение из (2) и заменив тогда  $\frac{\xi}{\beta^2}$  величиною 0,0045 получим:

$$h = 0,0045 \left[ \frac{m \cdot n \cdot \gamma \cdot V_1 \cdot (1 + at)}{3600} \right]^2 \cdot \gamma \cdot H \text{ мм вод. столба. . . (3)}$$

Для проталкивания воздуха через фурмы потребуется добавочное давление  $h_1$ , которое может быть определено на основании известной формулы гидравлики:

$$U = 24 \varphi \sqrt{(273 + t) \left( 1 - \frac{P_0}{P} \right)}; \text{ здесь } P - P_0 = h_1 \text{ и } U = 24 \varphi \sqrt{T \frac{h_1}{P_0 + h_1}}$$

$\varphi$  есть коэффициент, зависящий от формы насадки; его можно принять = 0,8 и тогда

$$h_1 = \frac{U^2}{10} \text{ мм водяного столба . . . . . (4)}$$

Сила дутья, измеряемая в мм водяного столба в фурменной коробке, будет равна:

$$(h + h_1) \text{ мм водяного столба.}$$

Так как, при проходе воздуха по трубе от вентилятора, будет еще теряться напор, то у вентилятора давление воздуха будет еще больше.

Величина потери напора в трубопроводе зависит от длины и диаметра трубопровода и от скорости воздуха в нем и может быть определена по формуле:

$$h_2 = 2500 \frac{l \cdot Q^2}{d^5}, \text{ . . . . . (5)}$$

где  $Q$  — количество воздуха ( $m^3$ ), протекающего в час через трубу,  $d$  — диаметр трубы в мм;  $h_2$  — потеря напора в мм водяного столба;  $l$  — длина трубопровода в метр.

<sup>1)</sup> Учесть необходимое давление тем же путем, как мы поступали для пламенных печей, в данном случае не представляется возможным: нам здесь придется встретиться с совершенно новым вопросом — потерей напора на подъем загружаемых материалов (на поддержку на весу спускающихся твердых материалов), не говоря уже о сложности и искусственности способов определения размеров свободного прохода для газов и расположения пустот, образующихся между засыпаемыми материалами, количества и размеров чередующихся расширений и сжатий струй и т. п.



**Размер колош чугуна.** Как уже было сказано, для правильной плавки колоши чугуна должны быть возможно малы, а именно, при плавке на коксе размер колош чугуна не должен превосходить  $\frac{1}{6}$  до 0,1 от часовой выплавки вагранки. Чем меньше колоши, тем чаще газ переходит из топлива в чугун, т.-е. чаще студится и потому меньше получается CO, но это же делает газы более окислительными, и чугун более выгорает. Поэтому выбор размера колоши зависит от местных условий, тем более, что слишком мелкие загрузки должны производиться чаще и потому затруднительнее для рабочих. При антраците, так как слой топлива должен быть более толстый, размер колош чугуна должен быть взят больший, а именно, около 0,25 от часовой выплавки. Следовательно, при коксе  $n =$  от 6 до 10, при антраците  $n =$  от 3 до 5. В России, где чугун сравнительно дорог, а рабочие руки дешевы, применяют более крупные колоши: чаще  $n_{\text{кок}} = 6$  и  $n_a = 3$ .

**65. Количество топлива, расходуемого на выплавку одного кг чугуна** (см. также § 85). Соотношение между колошами чугуна и топлива обуславливается тем, что топливо должно забрасываться в таком количестве, чтобы, опускаясь на холостую колошу, оно возмещало ее убыль и поддерживало на должной высоте плавильный пояс; кроме того, это топливо, сгорая, должно выделять тепло, необходимое для плавки и перегрева лежащего над ним чугуна, для образования жидких шлаков и для возмещения потерь тепла внешней поверхностью вагранки.

Нужно иметь в виду, что в вагранке к теплоте от сгорания топлива прибавляется теплота от сгорания составных частей чугуна (около 30 — 45 калор. на кг чугуна). Количество тепла, уносимое 1 килограммом чугуна,  $= 0,18 \cdot 1200 + 0,25 (t - 1200) + 23$ , где 0,18 есть теплоемкость чугуна до  $t$ -ры 1200°, 0,25 — его теплоемкость в жидком виде при  $t$ -рах выше 1200° и 23 есть скрытая теплота плавления серого чугуна, поэтому 1 кг перегретого чугуна (смотря по тому, для каких отливок он назначается) содержит в себе от 230 до 250 кал., в среднем 240 калор. тепла. Для расплавления 1 кг шлаков потребно  $(0,175 + 0,00007 t + 64)$  кал., т.-е. от 340 до 350 калор. или в среднем 345 калор. Кроме того, происходят еще следующие непроизводительные потери тепла: на разложение известняка от неполного горения и, наконец, на нагрев продуктов горения. Все эти потери составляют от 40 до 50% тепла, выделяемого топливом.

Считая, что шлаков образуется 13% от веса расплавленного чугуна (его бывает от 5 до 13%, в зависимости, главным образом, от зольности топлива и содержания в нем S), получим расход тепла для плавки 100 кг чугуна при средних условиях его перегрева:

100 кг чугуна по 240 кал. . . . .	24000 калор.
13 „ шлака „ 345 „ . . . . .	4485 „

Всего . . . 28485 калор.



Принимая использование тепла топлива в 58%, принимая затем, что 1 кг кокса, сгорая вполне, выделяет 7000 калорий, мы получим потребное количество кокса для плавки 100 кг чугуна, при средних условиях, равным

$$\frac{28485 \cdot 100}{7000 \cdot 58} = 7 \text{ кг, т. е. около } 7\%$$

не принимая во внимание топлива на разогрев вагранки, а с коксом на разогрев при трехчасовой работе вагранки  $\sim 8\%$ .

При плавке более тугоплавких сортов, как, например, гематитного чугуна, при присадке стальных отбросов и для очень сильно перегретого чугуна для мелких отливок это соотношение должно быть взято несколько больше, а именно:

для крупных отливок	6,75%	1 кг	кокса	расплавит	14,8	кг	чугуна
„ средних	7,00%	1	„	„	14,3	„	„
„ гематита	7,25%	1	„	„	13,8	„	„
„ стальных присадок	7,50%	1	„	„	13,5	„	„
„ очень мелких отливок	8,00%	1	„	„	12,5	„	„

не считая кокса на разогрев вагранки; если присчитать последний, то расход кокса следует считать от 7,5 до 9% и даже 10%.

При антраците потребление топлива лишь немного меньше.

Во многих случаях, из желания предохранить чугун от выгорания, работают при гораздо большем потреблении топлива.

Переходить ниже указанных пределов в расходе топлива и особенно его экономить не следует, так как при малом количестве кокса избыточный кислород действует сильно на чугун и, выжигая его примеси, дает больший угар и более твердый чугун; вследствие этого полученный брак не компенсирует экономии в топливе.

Особенно в этом отношении следует быть осторожным в случаях стальных присадок и очень мелкого литья.

Вес кубического метра раскаленного топлива <sup>1)</sup> γ

Принимается для кокса γ<sub>к</sub> = от 600 до 650 кг (при очень форсированном горении до 700).

Принимается для антрацита γ<sub>а</sub> = от 800 до 1000 кг.

Количество воздуха, потребное для сжигания в вагранке одного кг топлива V. Как для кокса, так и для антрацита можно принять V = от 8 до 10, а в среднем 9 м<sup>3</sup>.

<sup>1)</sup> Вышеуказанный вес м<sup>3</sup> топлива не действительный, а условный, принимаемый лишь для облегчения расчетов. Дело в том, что по мере опускания вниз топлива оно уменьшается в объеме от давления вышележащих слоев очень мало; главное его уменьшение в объеме происходит от его сгорания в верхних поясах. Для вычисления числа колош в вагранке, среднего объема занимаемого колошей и проч., решительно безразлично, какова причина уменьшения объема топлива. Для того, чтобы не приходилось применять различных цифр для различных целей, принимается вес кокса постоянным, а вес м<sup>3</sup> — увеличенным. Действительный вес м<sup>3</sup> хорошего кокса — 450—550 и антрацита — 650—750 кг.



**66. Примерный расчет вагранки.** Требуется определить главные размеры вагранки для плавки 5000 кг чугуна в час для среднего литья. Топливо — кокс. Вагранка имеет один ряд фурм и отдельный скоп. Фурмы отстоят от лещади на 400 мм<sup>1)</sup>. Кладка — в 1 кирпич; изолирующий слой — 0,04 м. Шахта — вся цилиндрическая.

Площадь сечения вагранки определится, полагая часовую проплавку 0,95 кг на см<sup>2</sup>. Для проплавки 5000 кг потребуется площадь сечения  $\frac{5000}{0,95} = 5263 \text{ см}^2$ , или 0,5263 м<sup>2</sup>, откуда  $D = \sqrt{\frac{0,5263 \cdot 4}{\pi}} = 0,819$ , или

по формуле (1),  $D = \sqrt{\frac{4}{\pi} \cdot \frac{A \cdot B}{665}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 5000 \cdot 0,07}{\pi \cdot 665}} = 0,819$  и площадь  $S = 0,5263 \text{ м}^2$ . Для округления возьмем  $D = 0,82 \text{ м}$  и  $S = 0,5281 \text{ м}^2$ .

Высота вагранки от фурм до колошника  $H = 2,25 + 2,6 D^2 = 4 \text{ м}$ .

Состав газов:

Примем состав кокса:

H <sub>2</sub> O (w)	Золы (A)	S	C	H <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>	[O <sub>2</sub>
5	10	1,4	81,5	0,4	0,4	1,3.

Теплопроизводительность кокса по формуле Менделеева — 6678,5; по формуле И. П. Залесского  $Q_{\text{раб.}} = 81,4 C + 286,3 H_2 + 24(S - O_2) - 6 aq = 6700$ , т.-е. немного больше, что нужно считать более верным, так как формула Менделеева для обугленных сортов топлива дает значения несколько меньше действительных.

При сгорании 0,8 C в CO<sub>2</sub> и 0,2 C в CO выделится тепла (по формуле И. П. Залесского):

$$Q_{\text{раб.}}^{\text{неполн.}} = (81,4 \cdot 0,8 + 24,5 \cdot 0,2) 81,5 + 286,3 H_2 + 24(S - O_2) - 6 aq = 5772.$$

Состав воздуха примем:

	O <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O	CO <sub>2</sub>
По весу . . .	22,90	76,21	0,84	0,05
По объему . .	20,61	78,03	1,33	0,03

Теоретическое количество кислорода на 100 кг кокса определится:

$$\frac{8}{3} [81,5 + 8 \cdot 0,4 + 1,4 - 1,3] = 220,63 \text{ кг.}$$

Теоретическое количество воздуха на 100 кг кокса определится:

$$\frac{220,63 \cdot 100}{22,9} = 963,5 \text{ кг, или } \frac{963,5}{1,287} = 749,1 \text{ м}^3, \text{ что (принимая вес м}^3 \text{ в кг для}$$

<sup>1)</sup> Делают от 200 до 400. В последнее время чаще придерживаются наибольшего размера, чтобы дать возможность чугуна лучше насытиться углеродом после стекания ниже фурм.



$\text{CO}_2$  — 1,965, для  $\text{O}_2$  — 1,429, для  $\text{SO}_2$  — 2,877, для  $\text{CO}$  — 1,255, для  $\text{N}_2$  — 1,257, для  $\text{H}_2$  — 0,089, для  $\text{H}_2\text{O}$  — 0,814) даст следующий состав воздуха по объему:

$$\begin{array}{cccc} \text{O}_2 & \text{N}_2 & \text{H}_2\text{O} & \text{CO}_2 \\ 153,7 + 584,5 + 9,9 + 0,3 = 749,1 \text{ м}^3. \end{array}$$

При полном горении 100 кг топлива получится газов:

	$\text{H}_2\text{O}$	$\text{SO}_2$	$\text{CO}_2$	$\text{N}_2$
имеются готовыми в коксе	$\left\{ \begin{array}{l} + 6,14 \\ + 1,79 \end{array} \right.$	+	+	0,32
” ” в воздухе	9,90	+	0,29	+ 584,50
Получится от горения . . . . .	2,66	+ 0,98	+ 152,08	
Итого . . . . .	20,49	+ 0,98	+ 152,37	+ 584,82 = 758,66 м <sup>3</sup> .

При сгорании топлива так, чтобы 0,8 его углерода сгорело в  $\text{CO}_2$  и 0,2 — в  $\text{CO}$ , при потреблении теоретического количества воздуха, необходимого для полного горения, из 100 кг кокса получится м<sup>3</sup> газов:

	$\text{H}_2\text{O}$	$\text{SO}_2$	$\text{CO}_2$	$\text{CO}$	$\text{O}$	$\text{N}_2$
Имеются готовыми в коксе	$\left\{ \begin{array}{l} + 6,14 \\ + 1,79 \end{array} \right.$	+	+	+	+	0,32
” ” в воздухе . . . . .	9,90	+	0,29	+	15,21 <sup>1)</sup>	+ 584,5
Получится от горения . . . . .	2,66	+ 0,98	+ 121,66 <sup>1)</sup>	+ 30,42 <sup>1)</sup>		
Итого . . . . .	20,49	+ 0,98	+ 121,95	+ 30,42	+ 15,21	+ 584,82 = 773,87 м <sup>3</sup> .

К этому нужно прибавить  $\text{CO}_2$ , полученное из  $\text{CaCO}_3$  и  $\text{CO}$ , полученное от горения С чугуна. При содержании в известняке 45%  $\text{CO}_2$  и расходе его 3% от всего чугуна, считая расход кокса 7,5% от всего чугуна, приблизительно можно принять, что в газах количество  $\text{CO}_2$  из  $\text{CaCO}_3$  на 100 кг топлива будет:  $\frac{3,045 \cdot 100}{7,5} = 18$  кг, или 9,16 м<sup>3</sup>. Количество углерода из чугуна в газах приблизительно составляет 3% топливного углерода (от веса) и количество С =  $81,5 \cdot 0,03 = 2,445$  кг; количество  $\text{CO} = \frac{2,445 \cdot 7}{4} = 4,28^*$  кг, или  $\frac{4,28}{1,255} = 3,49$  м<sup>3</sup>.

<sup>1)</sup> Для получения одного объема  $\text{CO}_2$  требуется один объем  $\text{O}_2$ ; если 0,8 С сгорело в  $\text{CO}_2$ , а 0,2 С сгорело в  $\text{CO}$ , требующего лишь  $\frac{1}{2}$  объема  $\text{O}_2$ , то (принимая во внимание, что в 1 объеме  $\text{CO}_2$  и 1 объеме  $\text{CO}$  заключается то же количество С) найдем, что вместо одного объема  $\text{CO}_2$  получится его 0,8 объемов, на что пойдет 0,8 объемов  $\text{O}_2$ . Остальные 0,2 объема  $\text{O}_2$  распределятся поровну между  $\text{CO}$  и свободным  $\text{O}_2$ , т.е. по 0,1 объему, при чем из каждого объема  $\text{O}_2$  получится два объема  $\text{CO}$ . Таким образом окажется, что если при полном потреблении теоретического количества воздуха и при полном сгорании у нас получалось 152,08 м<sup>3</sup>  $\text{CO}_2$ , то при том же потреблении воздуха и сгорании 0,8 С в  $\text{CO}_2$  и 0,2 С в  $\text{CO}$ , получим:  $152,08 \cdot 0,8$  м<sup>3</sup>  $\text{CO}_2$ ;  $152,08 \cdot 0,1 \cdot 2$  м<sup>3</sup>  $\text{CO}$  и  $152,08 \cdot 0,1$  м<sup>3</sup>  $\text{O}_2$ .



Отсюда общее количество газов вагранки, приходящихся на 100 кг топлива, при таких условиях будет:

$$\text{по объему} \quad \text{H}_2\text{O} \quad \text{SO}_2 \quad \text{CO}_2 \quad \text{CO} \quad \text{O}_2 \quad \text{N}_2$$

$$20,49 + 0,98 + 131,11 + 33,91 + 15,21 + 584,82 = 786,52 \text{ м}^3.$$

Если принять общую потребность воздуха на 1 кг кокса для данного случая = среднему его потреблению в вагранках, т.е.  $9 \text{ м}^3$  (см. стр. 145), то нам еще надо добавить  $900 - 749 = 151 \text{ м}^3$  воздуха на 100 кг топлива.

Так как на окисление 100 кг чугуна, расходующего 7,5 кг кокса, согласно практических данных, идет 1 кг кислорода, то на 100 кг кокса приходится  $\frac{100 \cdot 1}{7,5} = 13,3$  кг кислорода или  $\frac{13,3}{1,429} = 9,31$  м<sup>3</sup>.

В  $151 \text{ м}^3$  воздуха имеется  $31,12 \text{ м}^3 \text{ O}_2$ , из которых остаются свободными:  $31,12 - 9,31 = 21,81 \text{ м}^3$ .

Получим окончательное количество и состав газов:

	H <sub>2</sub> O	SO <sub>2</sub>	CO <sub>2</sub>	CO	O <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>	
Ранее определено .	20,49	+0,98	+131,11	+33,91	+15,21	+584,82	= 786,52 м <sup>3</sup>
Из добавленных							
151 м <sup>3</sup> воздуха .	2,01	+	0,04		+21,81	+117,83	= 141,69 м <sup>3</sup>

Итого . . 22,50+0,98+131,15+33,91+37,02+702,65= 928,21 м³  
или по весу . . . 18,32+2,82+257,71+42,56+52,90+883,23=1257,54 кг.

Удельный вес 1,355. Среднее количество газов, проходящих через вагранку, приходящееся на 1 кг кокса  $= \frac{9 + 9,28}{2} = 9,14 \text{ м}^3$ , средний вес  $\text{м}^3 = \frac{1,287 + 1,355}{1} = 1,322 \text{ кг}$ .

Баланс тепла прогретой вагранки.

Приход тепла (количество топлива в час =  $x$ ):

От горения топлива . . . . .	5772х	
„ „ чугуна . . . . .		175000
Вносит тепла, нагретый до т-ры помещения, чугун: $0,125 \cdot 10 \cdot 5000 =$		6250
„ „ „ „ „ известняк: $0,2 \cdot 10 \cdot \frac{3 \cdot 5000}{100} =$		300
„ „ „ „ „ кокс . . . $0,2 \cdot 10 \cdot x =$	2х	
„ „ „ в трубопроводах воздух, полагая, что он в них нагреется до 20°: . . . $0,39 \cdot 20 \cdot 9х =$	70х	

Итого . . . . . 5844x + 181550 калор.



## Расход тепла:

Полезный расход: Полагая потерю в чугуна при плавке равной  $0,4\%$  угара от взвешивания и  $0,8\%$  металлургического угара, а всего  $1,2\%$ , получим вес нагретого чугуна  $5000 - 60 = 4940$  кг. Температура нагрева  $1350^\circ \text{Ц}$ . Расход тепла на чугун:  $(0,18 \cdot 1200 + 0,25 \cdot 150 + 34) 4940 = 1420250$  калор.

" " " шлак; полагая количество шлака  $0,8\%$  от веса чугуна или  $5000 \cdot 0,08 = 400$  кг, найдем расход тепла =  $\{(0,175 + 0,00007 \cdot 1350) 1350 + 50\} 400 = \dots 165530$  "

Расход тепла на нагревание пыли в количестве  $1\%$  от веса чугуна, полагая, что ее т-ра ниже т-ры колошниковых газов на  $100^\circ \text{Ц}$ .  $0,2 \cdot 50 \cdot 350 = \dots 3500$  "

Расход тепла на разложение известняка на  $\text{CaO}$  и  $\text{CO}_2$ , полагая в известняке  $45\%$   $\text{CO}_2$  и принимая количество известняка равным  $3\%$  от веса чугуна, определится в  $\frac{5000 \cdot 0,03 \cdot 43920 \cdot 0,45}{44} = 67500$  "

Итого  $\dots 1656780$  калор.

## Потеря через стенки:

Поверхность охлаждения  $S = \pi (0,82 + 0,46 + 0,08) \cdot 4 = 17,08 \text{ м}^2$ .

Если разделить шахту по высоте на 4 части по 1 м каждая, то можно принять, что средняя т-ра в каждой части будет соответственно снизу вверх:  $t' = 1300$ ,  $t'' = 1000$ ,  $t''' = 800$  и  $t'''' = 550$ . Приняв за среднюю т-ру по всей шахте среднюю арифметическую из вышеприведенных, получим:  $t_1 = \frac{1300 + 1000 + 800 + 550}{4} = 910^\circ$ . Положив  $t_2 = 10^\circ$ , найдем  $t_1 - t_2 = 900^\circ$ .

Поверхность скопа  $= 4,2 \text{ м}^2$ ; температура скопа  $1350^\circ$ .

$Q_{\text{час.}} = S \left( \frac{\lambda_0}{\delta} \right)^\psi (t_1 - t_2)$ , где  $\psi$  у шахты (см. расчет пламенных печей)  $= 0,898$ :

$\frac{\lambda_0}{\delta}$  у шахты  $= \frac{0,7}{0,27}$ ; у скопа  $\frac{\lambda_0}{\delta} = \frac{0,7}{0,12}$ ;  $\psi = 0,92$ , откуда

шахты  $Q_{\text{час.}} = 2117,16 \times 17,08 = 36160$  кал.,

скопа  $Q_{\text{час.}} = 6788 \times 4,2 = 28510$  кал., а всего  $37160 + 28510 = 64670$  кал.

Потеря с отходящими при  $450^\circ \text{Ц}$ . газами: газы от 100 кг кокса унесут тепла (теплоемкости по табл. Павлова):

+  $\text{SO}_2$  }  $132,13 \cdot 0,453 \cdot 450 = 59,85489 \cdot 450$

+  $\text{CO}$  }  $736,56 \cdot 0,308 \cdot 450 = 225,32048 \cdot 450$

$\text{O}_2$  }  $37,02 \cdot 0,316 \cdot 450 = 11,69832 \cdot 450$

$\text{H}_2\text{O}$  }  $22,5 \cdot 0,371 \cdot 450 = 8,34750 \cdot 450$

Итого  $\dots 305,22119 \cdot 450 = 137350$  калор.



Потери на испарение влажности чугуна и известняка и на нагревание паров до  $450^\circ$ : полагая влажность чугуна  $0,02\%$  и известняка  $5\%$ , получим количество влаги:  $\frac{5000 \cdot 0,02}{100} + \frac{5000 \cdot 0,03 \cdot 5}{100} = 50[0,02 + 0,15] = 8,5$  кг, каковые на испарение потребуют  $8,5 \cdot 600 = 5100$  кал., да на нагревание до  $450^\circ$  потребуют еще  $\frac{8,5}{0,814} \cdot 0,371 \cdot 450 = 1420$  кал., или вся потеря  $= 5100 + 1420 = 6520$  кал.

Потерей от поглощения из топлива части  $S$  чугуном мы пренебрежем. Приход тепла  $=$  расходу, т. е.

$$5844x + 181550 = 1656780 + 64670 + 1373,5x + 6520, \text{ откуда:}$$

$$x = \frac{1546420}{4470,5} = 346 \text{ кг кокса в час,}$$

или  $\frac{34600}{5000} = 6,92\%$  от веса чугуна в рабочую колошу, что весьма близко к принятому нами при приблизительных подсчетах ( $7\%$ ).

Холостая колоша. Она необходима для разогрева кирпича шахты от лещади до колошника до средней т-ры  $\frac{910 + 10}{2} = 460^\circ$  или на  $460 - 30^{(1)} = 430^\circ$ .

Объем кирпича шахты от лещади до колошника высотой  $4 + 0,4 + 0,08^2 = 4,48$  м будет:  $\pi (1,359^2 - 0,819^2) 4,48 = 16,531$  м<sup>3</sup>.

Удельный вес кирпича от 1,85 до 2,2. Так как между кожухом и кирпичом имеется мягкая прослойка в 0,04 м, то мы можем принять вес м<sup>3</sup> кирпича  $= 1900$  кг; тогда вес кирпича  $= 16,53 \cdot 1900 = 31400$  кг.

Средняя теплоемкость кирпича  $C = 0,185 + 0,00007 \cdot 430 = 0,215$ . Количество тепла на нагрев кирпича  $= 0,215 \cdot 430 \cdot 31400 = 2900000$  кал. Если для разжигания употребить 0,5 м<sup>3</sup> дров или 160 кг, то они выделяют тепла  $160 \times 330 = 528000$  кал., откуда потребность в коксе (считая на полное горение) будет:  $\frac{2900000 - 528000}{6700} = 354$  кг. При выдувке останется кокса:  $0,5281 (0,4 + 0,08^2) + 0,12) 600 = 190$  кг и значит в плавку из разогретного кокса пойдет:  $354 - 190 = 164$  кг.

Коэффициент полезного действия

В случае 3-часовой работы и при полном горении приход тепла будет  $(6700x + 72x + 181550)3 + 164 \cdot 6700 = 3(6772 \cdot 346 + 181550) + 6700 \cdot 164 = 8672900$  кал.

Полезный расход тепла  $(1656780 + 6520)3 = 5169000$  кал. и коэффициент использования тепла процессом  $\eta_1 = \frac{5169000}{8672900} = 59\%$ .

Если не принимать расход на разложение  $\text{CaCO}_3$  и нагревание пыли как за полезный (что обыкновенно неправильно и делается), то общепринятый  $\eta = \frac{(1420250 + 165530)3 \cdot 100}{8672900} = 55\%$ .

<sup>1)</sup> Полагаем, что кирпич, вследствие работы накануне, остается еще нагретым на  $30^\circ$ .

<sup>2)</sup> Высота фурм  $= 0,08$  м.



Количество воздуха, подаваемого в 1 сек.  $= \frac{9(346.3 + 164)}{3.3600} = 1,002 \text{ м}^3$ .

Скорость вытекания воздуха из фурм:

Приняв площадь фурм  $= \frac{1}{10}$  от площади вагранки, или  $0,05 \text{ м}^2$ , получим скорость истечения воздуха из фурм  $= U = \frac{1,002}{0,05} = 20 \frac{\text{м}}{\text{сек.}}$ .

Сопротивление движению газов через слой загруженных в вагранке материалов в мм водяного столба будет:

$h = 0,0045 \left[ \frac{\text{м. п. } \gamma \cdot V_1 \cdot (1 + \alpha t)}{3600} \right]^2 \text{ Н}\gamma$ , или, приняв м. п.  $\gamma = 665$  и  $V_1 = 9,14$  и  $\gamma = 600$ , получим:

$$h = 2,7 \left[ \frac{665 \cdot 9,14(1 + 0,00366 t)}{3600} \right]^2 \text{ Н.}$$

Разбив шахту вагранки на 4 пояса, каждый высотой в 1 м, и считая, что средняя тем-ра в первом поясе будет  $1300^\circ$ , во втором  $1000^\circ$ , в 3-м  $800^\circ$  и в 4-м  $550^\circ$ , получим соответствующие сопротивления

$$h' = 7,7 (1 + 0,00366 \cdot 1300)^2 = 7,7 \cdot 33,1546$$

$$h'' = 7,7 (1 + 0,00366 \cdot 1000)^2 = 7,7 \cdot 21,7156$$

$$h''' = 7,7 (1 + 0,00366 \cdot 800)^2 = 7,7 \cdot 15,4292$$

$$h'''' = 7,7 (1 + 0,00366 \cdot 550)^2 = 7,7 \cdot 9,0652$$

Итого:  $h = h' + h'' + h''' + h'''' = 7,7 \cdot 79,3646 = \approx 611 \text{ мм вод. столба.}$

Сопротивление при прохождении воздуха через фурмы будет:

$$h_1 = \frac{U^2}{10} = \frac{20^2}{10} = \approx 40 \text{ мм вод. столба.}$$

Сила дутья в фурменной коробке будет:

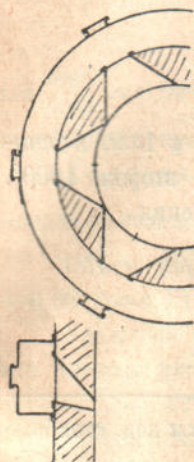
$$h + h_1 = 611 + 40 = 651 \text{ или около } 650 \text{ мм вод. столба.}$$

**67. Форма и расположение фурм.** В большинстве фурмы выполняются в виде прямоугольных или круглых отверстий, расположенных равномерно по окружности. Чтобы получить тонкий факел, нужно фурмам давать некоторый уклон по направлению книзу (фиг. 69), так как воздух, входя в вагранку, стремится изменить свое движение по направлению кверху, а при наклоне фурм книзу направление движения более долго сохраняется горизонтальным.

В настоящее время фурмам очень часто придают форму прямоугольников, у которых наибольшая ось расположена горизонтально. Завод *Badische Maschinenfabrik, Durlach*, придает фурмам конструкцию, представленную на



фиг. 69. Как видно, фурмы расширяются к центру вагранки в горизонтальной плоскости и уменьшаются по высоте, так что дутье приводится почти по кольцевой щели по всей окружности вагранки. Высота, на которой фурмы надо располагать над лещастью, зависит от того, имеет ли вагранка пристроенный сбоку скоп, или же чугун собирается прямо в горне. В первом случае фурмы нужно располагать возможно ближе к лещади, чтоб размер холостой колоши получился меньше, но во всяком случае и не так низко, чтобы чугун не смог насыщаться углеродом, проходя ниже фурм через слои топлива, и тем более не так, чтоб собравшиеся тут же шлаки могли засорять фурмы, следовательно — около 300 до 400 мм. Еще несколько лет тому назад



Фиг. 69.

из стремления уменьшить холостую колошу делали высоту фурм 150—200 мм, но в таком случае теряется пояс насыщения углеродом. В том же случае, когда чугун собирается в горне, пространство под фурмами определяется прямо по количеству чугуна, которое желают скопить, прибавляя еще немного для шлаков (25% от высоты слоя чугуна + 100 мм), которые всегда плавают над чугуном. Но и в этом случае, чем ближе фурмы будут расположены к лещади, тем лучше ее можно прогреть при задувке, — тем, следовательно, более горячий чугун можно получить при плавке; поэтому вообще фурмы не желательно ставить от лещади дальше, чем на 800 мм.

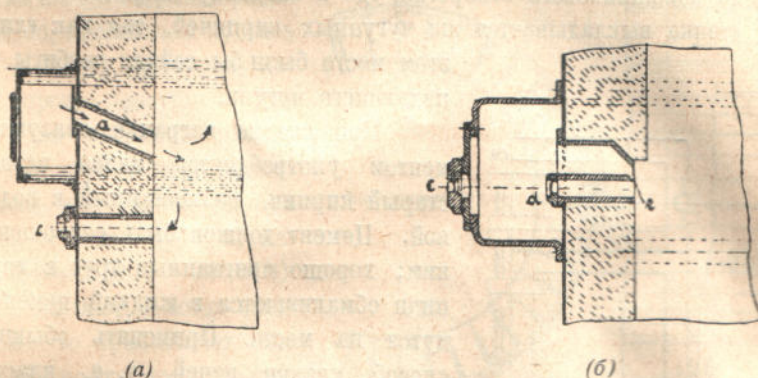
Вообще нужно сказать, что чем дольше будет работать вагранка, тем больше может накопиться шлаков, и сообразно с этим, считая, что продолжительность работы вагранки может изменяться от 1 до 4-х часов, фурмы над лещастью нужно располагать от 500 до 600 мм. Если вагранка должна работать в течение более долгого времени, то фурмы надо ставить еще выше, а для спуска накапливающихся шлаков делать особое шлаковое отверстие. Это отверстие должно располагаться по крайней мере на 250 мм ниже фурм, иначе шлаки, прежде чем их выпустят, будут так близко подходить к фурмам, что, попадая в сферу холодных струй входящего воздуха, застынут и заглушат фурмы. Это обстоятельство очень важное, и если не будут приняты меры, предупреждающие поднятие шлаков близко к фурмам, то последние постоянно будут заглушаться. На сталелитейных заводах вагранки, питающие бессемеровские конверторы, работают круглые сутки, не заглухая, — весь секрет состоит в том, что фурмы располагаются очень высоко над лещастью, и ниже их на расстоянии 400 мм устраивается выпускное отверстие для шлаков.

В вагранках с двойным рядом фурм верхние фурмы располагаются на высоте 400—500 мм над нижними. Чем сильнее дутье, тем больше расстояние между рядами фурм. Фурмы полезно снабжать заслонкой для регулирования сечения. Если фурма зашлакуется, достаточно прикрыть в ней приток воздуха, чтобы шлак расплавился от тепла, выделяемого действием других



фурм, раскаленный факел которых, не встречая струи воздуха из закрытой фурмы, свободно достигает ее и расплавляет на ней шлак.

Весьма важно иметь возможность наблюдать за состоянием плавильного пояса; для этого под фурмами делаются гляделки *L*. Гляделки следует помещать внутри кольца, приводящего дутье (фиг. 70 б), чтобы, при открывании стекла для прочистки, из вагранки не выдувались искры, которые могут обжечь рабочего. Гляделку следует делать также и в скопе, располагая ее против щели, через которую чугун вытекает из вагранки. Чтобы стекло в гляделке не лопалось, для его охлаждения проводят маленькую трубочку, через которую вдувается воздух из фурменного кольца. Удобно гляделку снабжать двойным колпачком (фиг. 71), тогда при протирке стекла отверстие



Смотровое окошко не правильно.

Смотровое окошко правильно.

Фиг. 70.

закрывается другим стеклом, и из гляделки не вырываются горячие газы, могущие обжечь рабочего. Через такую гляделку можно не только наблюдать за состоянием щели, но и прочистить ее, когда щель засорится кусками топлива.

При плавке также весьма важно, чтоб уровень расплавленного металла не поднялся слишком высоко, при чем чугун можетлиться в фурмы и воздушные каналы. Следить за повышением уровня накапливающегося в вагранке чугуна очень затруднительно; гораздо удобнее сделать приспособление, которое бы автоматически давало сигнал. Для этого в коробке, к которой прикрепляются фурмы, делается небольшое отверстие, закрывающееся деревянной пробкой. Как только металл повысится до уровня фурм, он вливается в коробку, деревянная пробка моментально прогорает, и вытекающий на землю чугун дает знать, что пространство под фурмами заполнено чугуном<sup>1)</sup>.

**68. Обмуровка шахты.** Шахта вагранки выкладывается из огнеупорного кирпича. Толщина ее стенок не должна быть менее 125 мм и не толще 300 мм. При большей толщине стенки почти незаметно уменьшения

<sup>1)</sup> Сигнальную фурму полезно помещать несколько ниже.

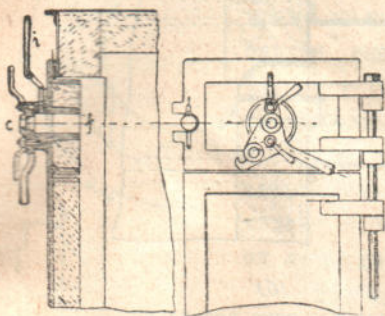


потери теплоты, между тем при этом стенка много поглощает тепла при растопке.

Облицовка шахты вагранки должна производиться огнеупорным кирпичом, выбирать который нужно, имея в виду не только очень высокую температуру плавильного пояса, но также и химический состав шлаков, образующихся в вагранке. Наиболее рационально будет послать на тот завод, от которого получают кирпичи для обмуровки, образец шлаков, и тогда завод сам предложит соответственный сорт кирпича, который будет наиболее стойко сопротивляться действию шлаков.

Верхние части шахты, работающие при более низких температурах, можно выкладывать кирпичом более низких сортов.

Около колошникового отверстия, где в вагранку забрасывается топливо и чугун, стенка выкладывается из чугунных кирпичей, так как глиняные в этом месте были бы сейчас разбиты ударами падающего чугуна.



Фиг. 71.

При кладке вагранки связующим цементом употребляется мелко истолченный старый кирпич, размешанный в воде с глиной. Цемент должен быть совершенно жидким; хорошо пригнанные друг к другу кирпичи обмакиваются в жидкий цемент и кладутся на место. Применять обыкновенный способ кладки печей, т.-е. класть слой глины и затем на нее уже класть кирпич, в данном случае и вообще при построении всех печей, подвергающихся сильному жару,

не следует, так как при накаливании глина дает усадку, шов открывается, и кладка быстро разрушается. Чем плотнее кладка, тем она долговечнее. Кладку ведут иногда из фасонного кирпича, в два ряда, чтобы удобнее было менять выгорающий внутренний слой. Внешний слой может быть приготовлен из менее огнеупорного и более дешевого кирпича.

При обмуровке страдают более всего швы, которые разъедаются, и получаются выступы, затрудняющие правильную осадку загруженных материалов. Понятно, что в этом смысле больше хлопот будут причинять швы горизонтальные, которых и нужно по возможности избегать. Для этого кирпичи должны ставиться стоймя, и их высота должна быть по возможности больше (фиг. 72). Вертикальные швы не должны идти в перебой, так как при этом образование выступов будет получаться более легко. На фиг. 72 показаны кирпичи в виде параллелепипедов; лучше применять клинчатые кирпичи, прикасающиеся плотнее друг к другу и не дающие толстых швов, показанных на фиг. 72 черным.

В некоторых случаях облицовку вагранки производят набиванием каолина и шамотой без кирпичей, при этом швы совершенно устраняются.

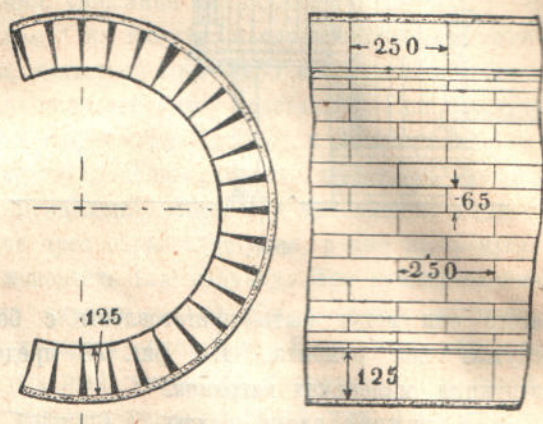


Необходимо, чтобы такая облицовка перед работой вагранки была хорошо просушена, иначе она растрескается как от образования паров, так и от усадки. Просушивать нужно на медленном огне; еще лучше, если есть время, просушивать без нагревания. Следует брать хороший каолин и примешивать к нему немного шамоты и тигельного лома. Смесь эту следует сложить в кучу и, смочив хорошо водой, оставить лежать в течение 2—3 недель <sup>1)</sup>.

С внешней стороны шахта обделывается кожухом из листового железа 8—10 мм толщиной. Шахту не следует класть вплотную к кожуху, а оставлять небольшой зазор в 5—10 мм, и заложить промежутки податливым материалом, чтоб при нагревании кирпича кладка могла свободно расширяться.

Способ кладки и размер обычных кирпичей представлен на фиг. 72.

Когда шахта вагранки вновь выложена, то, прежде чем пустить вагранку в работу, футеровку необходимо хорошо просушить. Для этого на дно вагранки кладут стружки или другие легко воспламеняющиеся материалы, на них накладывается слой дров, и, наконец, слой кокса (300—500 мм). Стружки зажигают, и когда загорится кокс, то прибавляют еще кокса, чтобы получился довольно плотный слой его, толщиной около 600 мм. Рабочее отверстие закрывают и дают коксу медленно



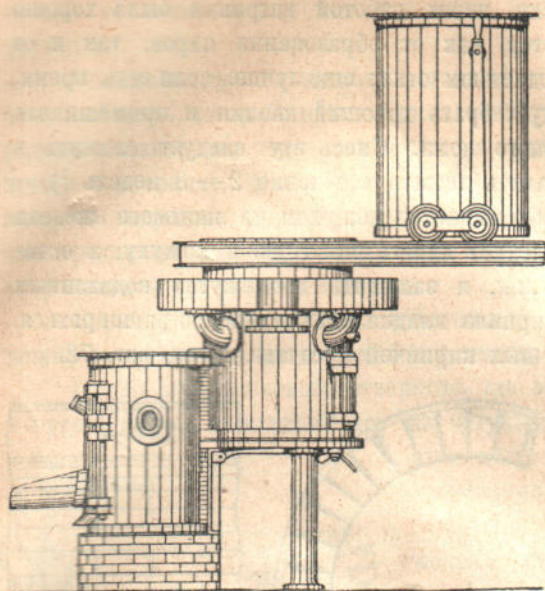
Фиг. 72.

выгореть. После этого вагранку раскрывают, дают ей немного остыть, и всю поверхность обмазывают жидкой огнеупорной глиной, смачивая ее соленой водой (пригоршня соли на ведро воды). Глина может наноситься кистью и должна хорошо втираться во все швы. После такой обмазки вагранка получит глянцевитую поверхность, очень хорошо сопротивляющуюся разъедающему действию первой плавки, которая оказывает на футеровку более сильное действие, чем последующие плавки. Затем следует сейчас же развести вторично огонь и поддерживать его по возможности долго, прежде чем начинать дутье. Первую плавку нужно делать возможно короткую, и дуть не особенно сильно. Следуя этим указаниям, можно значительно уменьшить выгорание футеровки при первой плавке.

Фаулером было предложено шахту вагранки делать не цельной, а составлять из нескольких колец, положенных друг на друга. Железные барабаны, окружающие кирпичную кладку, должны иметь с внутренней

<sup>1)</sup> Очень хороший (секретного состава) материал предлагает для облицовки фирма E. Zübrig, in Köhningwinter. При работе облицованной им вагранки поверхность получается глянцевитая и упорно сопротивляющаяся как действию огня, так и механическим воздействиям материалов, загружающих вагранку. *Giesserei-Zeitung* № 1. 5—05.



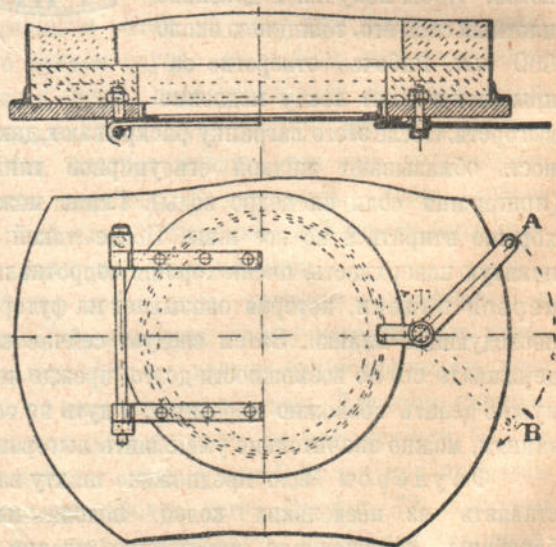


Фиг. 73.

этого они могут быть приготовлены с большой тщательностью и дольше служат без ремонта. На фиг. 73 представлена другая подобная конструкция маленьких вагранок.

В нижней части шахты делается рабочее отверстие, через которое пролезает человек для исправления внутренности вагранки, поэтому размер его не должен быть менее 400 мм в ширину и 600 мм в высоту. Закрывается оно обыкновенно дверкой, привешенной на петлях или каким-либо другим образом.

В некоторых вагранках, когда шахта опирается на сложный из кирпича цоколь (фиг. 59), рабочее отверстие служит и для разгрузки вагранки, но такая работа представляется



Фиг. 74.

сторонами выступающий фланец, на которой могли бы опираться кирпичи, с наружной же стороны барабаны должны иметь флянцы для свинчивания друг с другом<sup>1)</sup>. Кроме того, с наружной стороны к барабанам должны быть прикреплены крючки для удобного поднимания барабанов. Подобная конструкция шахты для малых вагранок очень удобна, так как всегда можно иметь запасный барабан и быстро заменить выгоревший, не останавливая на долгое время действия вагранки. Кроме того, и обкладка кирпичом таких коротких барабанов очень удобна, и вследствие

<sup>1)</sup> Вагранки небольшого диаметра (18") строить составными по проекту Кеер'а, Northew Engineering Works Detroit, Mich. I. A. 532 — 31 — 8 — 05. Удобны для небольших, быстрых плавок. Хорош. рис. А. М. 297 — 9 — 05.



крайне тяжелой для рабочих, и потому вагранки подобной конструкции не следует строить.

Шахта внизу должна опираться на колонки (фиг. 67 и 68) и иметь откидное дно, свинченное с шахтой при помощи углового железа. Днище представляет из себя прочное кольцо (фиг. 74), толщиной от 25 до 75 мм, к которому на петлях прикреплен средняя часть, или клапан. Клапан у вагранок большого размера составляется обыкновенно из 4 частей, у вагранок среднего размера — из 2 частей, и наконец вагранки менее 750 мм имеют клапан из одного куска, подвешенный на 2 петлях. Клапаны очень часто делаются из котельного железа, так как чугунные слишком тяжелы при обращении с ними. У очень больших вагранок для закрывания клапана применяются пневматические подъемники. Описание см. Foundry — 2 — 07.

Когда вагранка внутри обделана, на клапан накладывается слой огнеупорной глины с кварцевым песком, толщиной 100 — 150 мм, утрамбовывается и хорошо просушивается, клапан подпирается снизу подставкой. При выгрузке вагранки стоит только подставку выбить, — клапан падает, и вагранка опорожняется почти без всяких усилий со стороны рабочих. Подставка должна опираться на достаточно прочный фундамент, чтобы при накоплении жидкого чугуна она не могла сдать. Иначе чрез образовавшуюся в дне щель чугун может вытечь, обжечь рабочих и испортить всю задувку. При существовании такого клапана рабочее отверстие служит только для растопки вагранки, и потому может быть сделано меньших размеров. Если при вагранке имеется скоп, то лещади дают сильный уклон по направлению к скопу. Если же скопа нет, то лещадь делается горизонтальной или с небольшим уклоном по направлению к выпускному отверстию. При недостаточном уклоне первые порции чугуна вытекают слишком медленно и чугун стынет. Высота колонок, на которые опирается вагранка, делается около 1000 мм. Под вагранкой не должно быть ямы, как это иногда встречается на заводах, так как вынимать из такой ямы остатки топлива и шлаков, выгруженных из вагранки, очень затруднительно. Приспособление для разгрузки вагранки должно быть устроено таким образом, чтобы содержимое вагранки выпадало в особую тележку и отвозилось прочь. Охлаждать вывалившиеся из вагранки кокс и шлаки под вагранкой, поливая их водой, не следует, так как выделяющиеся при этом пары вредно действуют на обмуровку вагранки.

Под колонками должен быть сделан соответственный прочный фундамент.

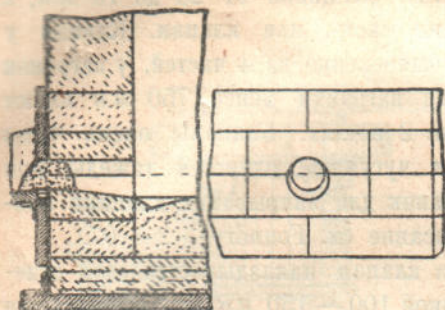
**69. Выпускное отверстие, или очко, делается около 70 мм в диаметре.** При начале дутья это отверстие остается открытым, чтоб газы, выходя из него, прогревали лещадь; в виду этого очко не следует делать слишком малого размера, иначе лещадь не будет достаточно нагреваться.

Выпускное отверстие следует делать прочным, образуя его не из глины, а из кирпичей (фиг. 75).



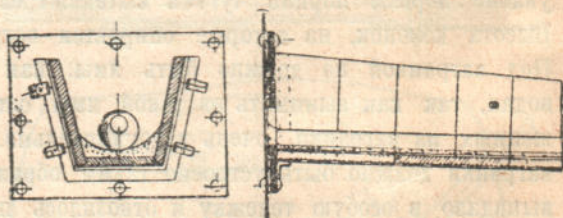
Перед выпускным отверстием делается жолоб, по которому чугун течет в котлы для разnosки.

Жолоб, по которому выпускается чугун в ковши, должен готовиться из железа, в котором проделаны небольшие отверстия для отвода влаги из обмазки. Сама обмазка не должна ограничиваться нанесением слоя глины, лучше жолоб обкладывать глиняными обожженными плитками (фиг. 76), которые не так легко могут быть повреждены при откупорке железным шестом и т. п. В больших вагранках жолоб должен прикрепляться к вагранке таким образом, чтобы его можно было быстро снять и заменить другим, запасным, в случае какой-либо порчи (см. фиг. 76).



Фиг. 75.

**70. Отверстие для удаления шлаков.** Всякая вагранка должна иметь отверстие для удаления шлаков — это дает возможность держать вагранку в чистоте и, кроме того, удаление шлаков ускоряет плавку. В особенности это важно при употреблении грязного или горелого чугуна и дурного топлива. Существует много вагранок, у которых шлаки выпускаются через то же отверстие, как и чугун, но такие вагранки обыкновенно имеют очень неопрятный вид. Кроме того, при этом сильно загрязняются и ковши, в которых разносится чугун. Отверстие для выпуска шлаков должно располагаться не очень высоко, так как при этом дутьем будет сдуваться шлак с поверхности и сильно загрязнять вагранку с внешней стороны, но и не слишком низко, так как в этом случае через отверстие может вытекать чугун. Надлежащее положение для шлакового отверстия в вагранке без скопа — на стороне, боковой от выпускного отверстия, на 200 — 250 мм ниже фурм. Если же при вагранке имеется скоп, то шлаковое отверстие удобнее поместить в скопе на уровне, до которого может накапливаться чугун (фиг. 61, план). Чтобы удалить накопившиеся в вагранке шлаки, не следует открывать выпускного отверстия до тех пор, пока шлаки не подымутся до уровня отверстия, назначенного для их выпуска, тогда отверстие может быть открыто и шлаки выпущены. Как только покажется чугун, отверстие нужно опять закупорить. Отверстие не должно быть расположено прямо под фурмой, иначе струя воздуха будет отгонять шлаки и не допускать их выливаться через отверстие.

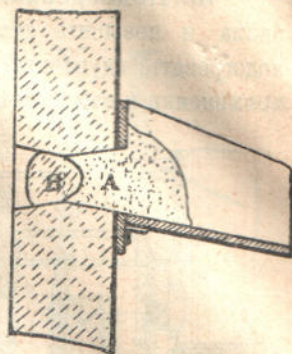


Фиг. 76.



Форма шлакового отверстия представлена на фиг. 77. Перед отверстием должен быть небольшой жолоб, чтобы шлак мог стекать в особую тележку и отвозиться прочь; выпускание шлака прямо на пол имеет очень неопрятный вид и, кроме того, может повести к несчастным случаям.

У очень больших вагранок (50 т) для отвода шлаков делается конвейер (Eng. 302 — 8 — 03).

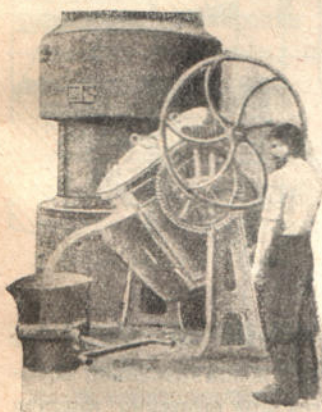


В — песок, А — глина.

Фиг. 77.

**71. Скоп.** При всякой вагранке лучше делать скоп. О важном значении скопа было уже сказано выше. При наличии скопа фурмы могут быть расположены ниже, вследствие этого уменьшается размер холостой колоши, и чугун, быстро стекая в скоп из шахты вагранки, не находится так долго в соприкосновении с топливом и под влиянием дутья, а потому не так видоизменяет свой химический состав, что облегчает получение чугуна желаемого качества соответственным подбором шихт, загружаемых в вагранку.

На некоторых заводах скоп делают поворачивающимся на шипах, так что чугун из скопа можно выливать через особый литник (фиг. 78, 79, 80), не раскупоривая каждый раз выпускного отверстия. Такое устройство более сложно, но представляет то удобство, что из скопа можно быстро вылить небольшое количество чугуна, в чем в литейных нередко встречается надобность, например при дополнении в форму неправильно рассчитанного количества чугуна или когда форма прорвется и нужно пополнять вытекающий из формы чугун. Кроме того, из поворотного скопа чугун вытекает более чистый от шлаков и не так охлаждается, как при вытекании из выпускного отверстия по жолобу. Описание устройства подобных скопов см. *Giess. Zeitung*, стр. 404 и 524 — 1911 г.



Фиг. 78.

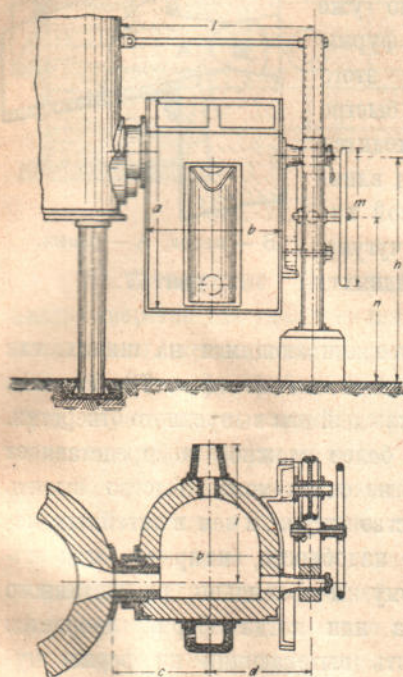
**72. Охлаждение вагранки.** В некоторых случаях, чтоб уменьшить выгорание кирпичной кладки в плавильном поясе, предлагали это место делать из железа в виде ящика, через который протекала вода и постоянно охлаждала его стенки. Потеря теплоты при этом происходила самая незначительная, так как вагранка наполнена материалом, дурно проводящим теплоту, и потому охлаждался только небольшой слой топлива, непосредственно соприкасающийся со стенками ящика. В тех случаях, где пробовали применить такое охлаждение, оказывалось, что температура в плавильном поясе вагранки получалась вполне



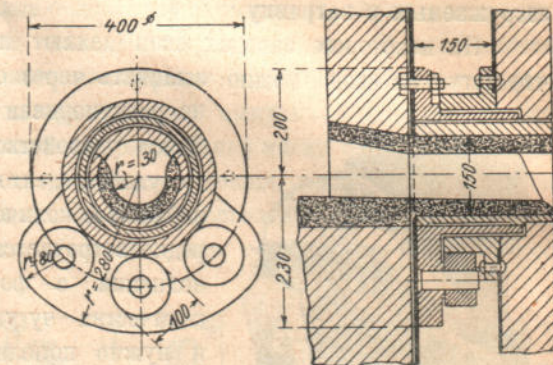
достаточная. Но подобное приспособление усложняет вагранку, а так как исправление выгоревших стенок не представляет большого затруднения, то охлаждение вагранок не нашло себе применения в практике.

**73. Подогревание дутья <sup>1)</sup>.** Желая уменьшить расход горючего материала и повысить температуру в вагранке, некоторыми было предложено подогревать вдуваемый воздух, как это делается в доменных печах. Но в применении к вагранкам подобное подогревание является прямо нерациональным.

Во-первых, трудно производить самое подогревание: если пользоваться для этого теплотой отходящих газов, то при надлежащих размерах вагранки температура отходящих газов сравнительно незначительна; если пропускать воздух через каналы, сделанные в стенках вагранки, и пользоваться, следовательно, той теплотой, которая в противном случае была бы отдана стенками наружу,



Фиг. 79.



Фиг. 80.

то, как оказывается, при этом тоже нельзя значительно нагревать воздух (не больше  $80^{\circ}$  Ц.), при чем он внесет в вагранку очень незначительное количество теплоты сравнительно с тем, которое развивается при сгорании топлива (меньше  $4\%$ ). Во-вторых, горячее дутье невыгодно потому, что чем горячее воздух, тем легче происходит образование окиси углерода <sup>2)</sup>, а при этом не только не получится экономии в топливе, а, наоборот, его будет тратиться еще более. В доменной печи образование окиси углерода необходимо для восстановительной реакции, в вагранке же желательно, чтоб развилось по возможности больше тепла, а для этого при горении должна получаться угольная кислота.

<sup>1)</sup> Practical Engineer 1898, стр. 164 и Zeitschrift für angewandte Chemie. — Опыты W. Hempel.

<sup>2)</sup> Стремление топлива сгорать в CO увеличивается во много раз быстрее, чем растет температура.



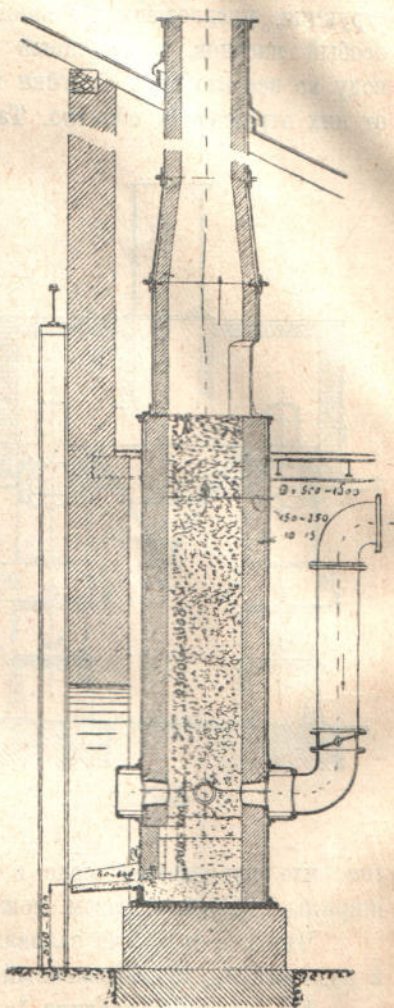
**74. Труба вагранок.** Для того, чтобы продукты горения выводились прочь из литейной, над вагранкой должна быть устроена труба. Труба может служить продолжением самой шахты (фиг. 81) и выходить на крышу здания или же она может устраиваться отдельно, так что между шахтой и трубой остается промежуток. Последнее устройство очень удобно, так как в трубу вместе с горячими газами всасывается через щель между трубой и шахтой свежий воздух и охлаждает трубу. Это особенно важно в том случае, когда газы имеют довольно высокую температуру, так как при этом труба может легко перегореть. Труба делается из листового железа (6—10 мм) и выкладывается внутри кирпичом на толщину около 150 мм. Кирпич может быть не огнеупорный.

В литейных, построенных среди города, большое неудобство представляют дым, пыль и в особенности искры, вылетающие из трубы. Для устранения этих неудобств устраиваются особые искроловители. Наиболее простым устройством будет значительное резкое уширение шахты над колошниковым отверстием: площадь поперечного сечения шахты должна увеличиться здесь по крайней мере раз в 5,—тогда, вследствие приобретения горизонтального направления, примешанные к газам угольные частички оседают безпрепятственно в широкой шахте, и газы выходят более чистые.

В некоторых случаях уширение шахты над колошниковым отверстием выполняется так, как показано на фиг. 82. Здесь газы после горизонтального направления должны повернуть по направлению книзу и затем опять повернуть в трубу, выводящую газы наверх. При таких поворотах отделение твердых частиц происходит более энергично.

Отделившиеся частицы собираются внизу, откуда могут легко удаляться через особое отверстие.

Неудобство таких камер в том, что они требуют солидной, дорогой стоящей опоры и затрудняют загрузку вагранки. Иногда в таких камерах могут получиться взрывчатые смеси и произвести взрыв с увечием близстоящих рабочих.

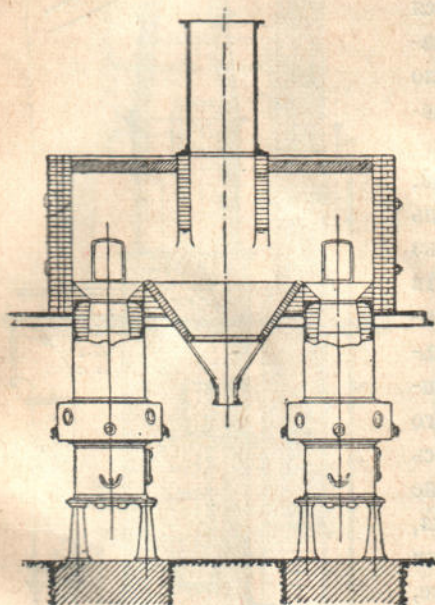


Фиг. 81.



Кроме того, подобные камеры не всегда оказывают нужное действие, и если вагранка работает неправильно, с получением больших количеств СО, то из трубы вырываются пламя и искры.

Более рациональным будет устройство, представляющее из себя водяной душ, помещенный в верхней части трубы. На фиг. 83 представлена конструкция, предложенная Рейном. Центробежный насос *P* нагнетает воду в особый насадок, помещенный в середине шахты, который разбрызгивает воду во все стороны. Струйки воды ударяются в металлические жалюзи *C* и от них отражаются обратно. Таким образом и получается водяной душ, через



Фиг. 82.

который должны проходить газы из вагранки, при чем содержащиеся в них искры и пламя затухают; кроме того, твердые частички улавливаются водой и вместе с ней стекают по трубе *G* в резервуар *R*, где вода может отфильтровываться и снова употребляться для той же цели. Кроме поглощения твердых частей, могут поглощаться и некоторые газы, например, сернистая кислота, которая является очень вредной для окружающей соседней местности. Чтобы трубка, к которой прикреплен разбрызгивающий насадок, не страдала, она заделана в особый футляр *H*, охлаждаемый водой <sup>1)</sup>.

Нужно сказать, что все такие приспособления не всегда достигают цели, а потому нужно и самую вагранку устраивать таким образом, чтобы она не давала ни искр, ни пламени; это достигается

тем, что плавильный пояс в вагранке устанавливается низко и небольшой ширины. Каким образом можно этого достичь, было уже указано.

Чтобы в трубу не заливал дождь, над ней обыкновенно ставится колпак в виде конуса, приготовленный из железа.

На отдельной таблице 1 (фиг. 84) изображена вагранка со всеми деталями, сконструированная А. Messerschmitt.

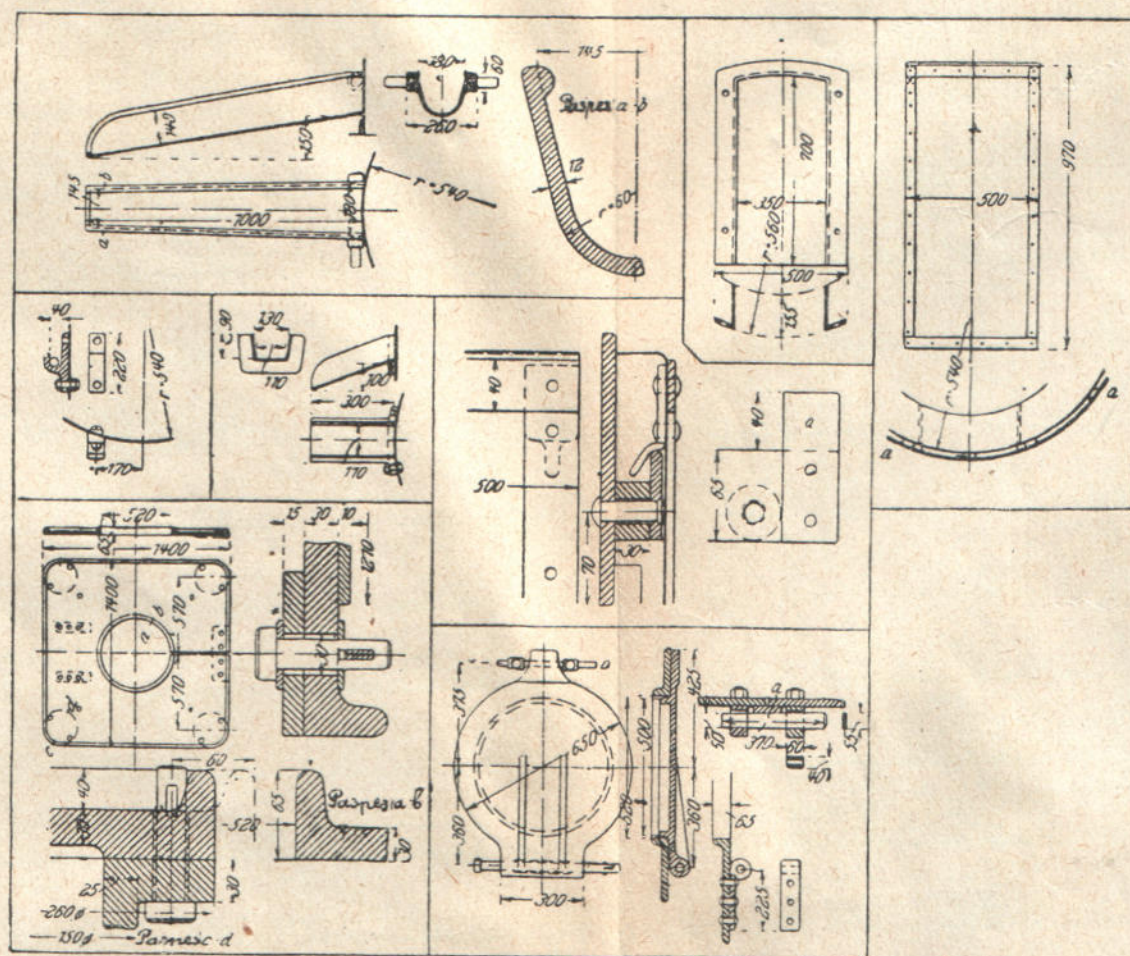
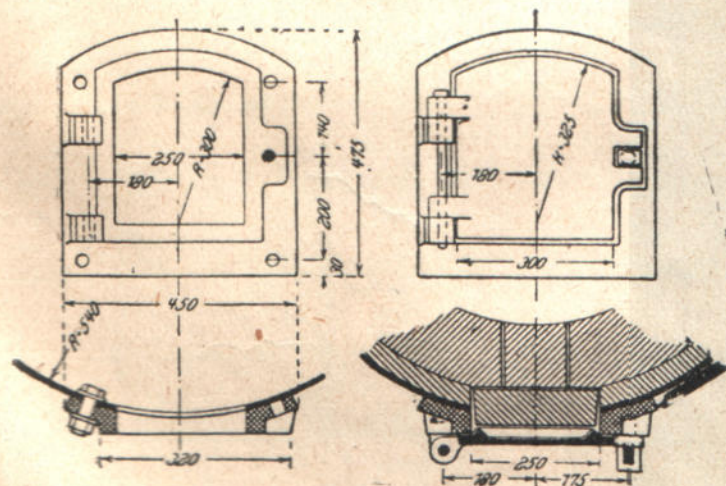
На таблице 2-й изображены новые вагранки: фиг. 85—небольшая вагранка на 1000 кг в час с 2-мя рядами фурм Badischen Maschinenfabrik (Durlach).

Фиг. 86. Вагранка типа Krigar на 6000 кг в час системы Rein (Hannover) отличается глубоко отстоящей от фурм лещастью, фурмами,

<sup>1)</sup> Более подробно об устройстве искроловителей на вагранках см. *Giesserei Zeitung*. 87—05; 153—08 и 553—08.



Вагранка на  $1\frac{1}{2}$  т. часовой производительности (смон.  $1\frac{1}{2}$  т.).



Technical drawing of a mechanical part, showing multiple views and dimensions in millimeters (mm).

**Views and Dimensions:**

- Top View:** Shows a rectangular base with a central circular feature. Dimensions include a total width of 200 mm, a central hole diameter of 181 mm, and a base width of 280 mm. A fillet radius of 25 mm is indicated.
- Front View:** Shows the profile of the part with a total height of 100 mm and a base width of 120 mm.
- Side View:** Shows the side profile with a total width of 250 mm and a central hole diameter of 200 mm. A fillet radius of 25 mm is indicated.
- Cross-section View:** Shows the internal structure of the part, including a central hole with a diameter of 50 mm and a fillet radius of 20 mm. The total width is 176 mm, and the base width is 90 mm.
- Bottom View:** Shows the bottom profile with a total width of 200 mm and a central hole diameter of 200 mm. A fillet radius of 25 mm is indicated.
- End View:** Shows the end profile with a total width of 250 mm and a central hole diameter of 200 mm. A fillet radius of 25 mm is indicated.

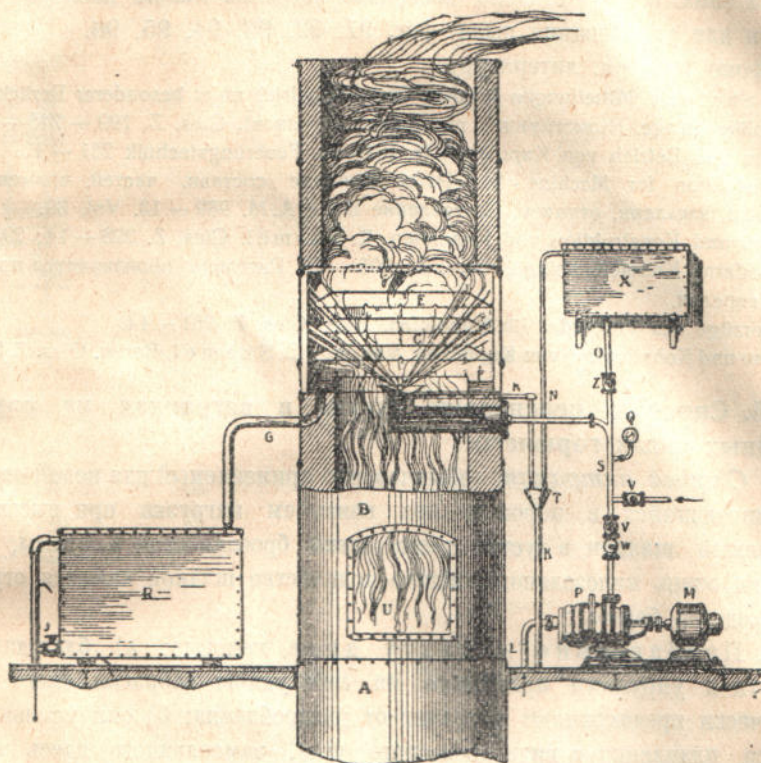






расположенными на одном горизонте, и тем, что один передний горн (скоп) обслуживает 2—3 вагранки, чем достигается возможность делать очень крупные отливки из небольших вагранок.

Фиг. 87. Система Krigar & Ihsen (Hannover) на 5000 кг в час. Глубоко отстоящая от фурм леща, фурмы расположены тангенциально, чем дости-



Фиг. 83.

гается бóльшая равномерность дутья. Фурмы снабжены шиберами. При закрытии шибера зашлаковавшаяся фурма чистится сама собою вследствие оплавления.

Фиг. 88. Тип Krigar фирмы Vulkan (Köln). Походит на предыдущую. Имеет под фурмами смотровые отверстия, защищенные от дутья. Количество дутья и оплавление фурм регулируется шиберами, как и в предыдущем случае.

Фиг. 89. Система Hammelrath (Köln-Müngersdorf) на 10000 кг в час. В патрубках, соединяющих воздухоподводящие кольца для верхних и нижних фурм, имеются шиберы. Верхние фурмы расположены под углом к направлению нижних фурм, способствуя правильному распределению дутья и направлению его к оси вагранки.



Фиг. 90. Вагранка фирмы Bestenbostel & Sohn (Bremen) на 3000 кг в час. 2 воздушных камеры. Каждая группа из 3-х фурм соединена с отдельной камерой. Клапан, пропускающий воздух в ту или другую камеру, переводится каждые 20—30 мин. Neufang применил к этим вагранкам автоматический переключатель.

На табл. 3 представлено несколько вагранок малого размера и приспособления для улавливания пыли: фиг. 91, 92, 93, 94, 95, 96.

Кроме того, см. литературу:

Mehrrens. Mitteilungen aus dem Giessereibetrieb unter besonderer Berücksichtigung der Kupolöfenanlage. (Конструкции различных вагранок). Gies. Z. 199—245—13.

Bau und Betrieb von Kupolöfen. H. Kloss. Feuerungstechnik 281—13.

Cast Iron for Machine-tool Parts. Влияние составн. частей, применение Ву Н. Wood, закалени. отливок. Составление шихт А. М. 989—13. Vol. 39.

Bau und Konstruktion von Kupolöfen. E. Skamei. Gies. Z. 228—14; 294—14;

Moderne Kupolöfenanlage. Gies. Z. 205—13. Растопка производится при помощи газовой горелки,

Vorzüge des Vorherdes für Kupolöfen. Rein. Gies. Z. 281—14.

Bau und Konstruktion von Kupolöfen. Von Ing. E. Skamei, Berlin. Gies. Z. 228—330.

## 75. Способы переплавки чугуна в вагранках на различных случайных видах горючего.

1. Слабый антрацит (обыкновенно применяемый для целей отопления), раздавливающийся в порошок под влиянием нагрузки при высокой т-ре, склеиваемый шлаком в густое тесто, легко бросающееся в фурмы, при чем даже при очень малозольном топливе количество шлаков кажется огромным.

Средства борьбы:

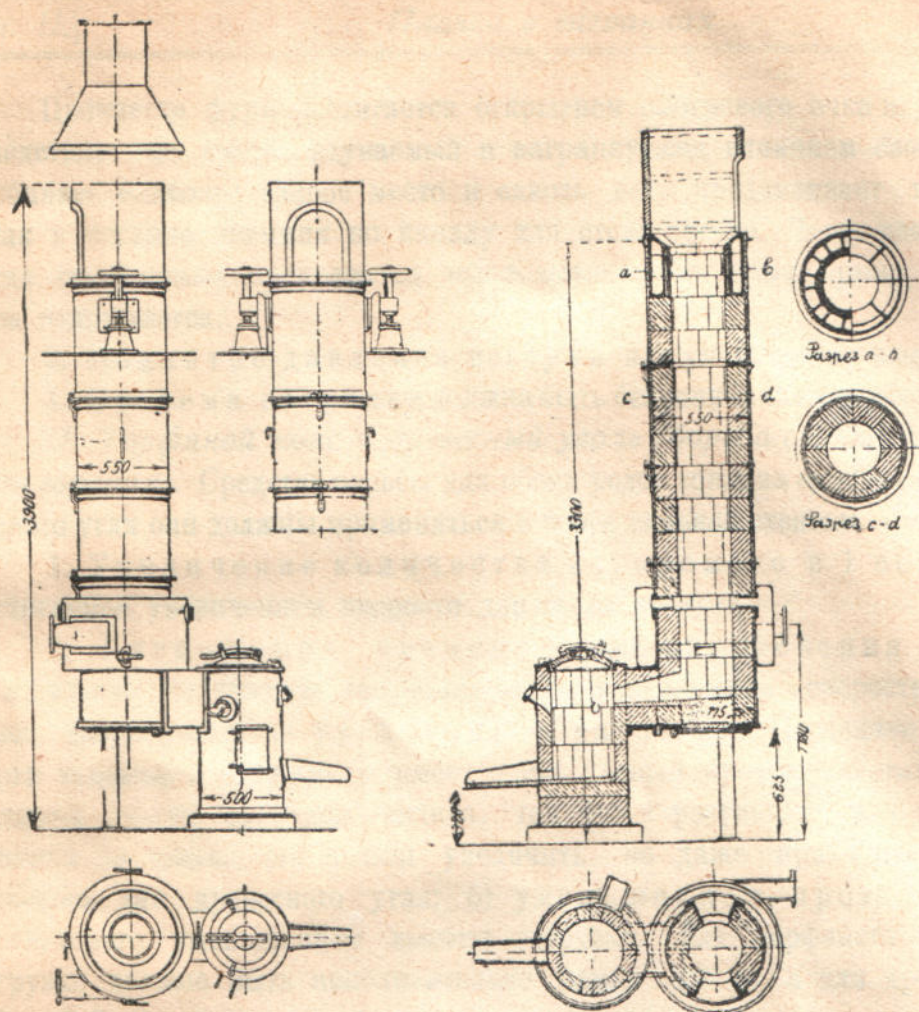
1. Прибавление в шихту дров, каковые: а) благодаря своей твердости и упругости принимают на себя удары забрасываемого чугуна и механически предохраняют антрацит от раздробления; б) они успевают дойти до пояса плавления в виде древесного угля, заменяющего здесь антрацит, теряемый как топливо вследствие его обращения в порошок и смешения со шлаком в густое шлаковое тесто; в) они способствуют разрыхлению массы именно в том месте, где шлаку нужно пройти сквозь слой топлива в металлоприемник.

Дрова в рабочую колошу прибавлялись с пользою в размере до 40 процентов по весу от количества обыкновенно идущего в колошу антрацита, не убавляя количества антрацита, и забрасывались на антрацит под чугун. В холостую колошу дров шло 25 процентов от количества антрацита без убавки последнего.

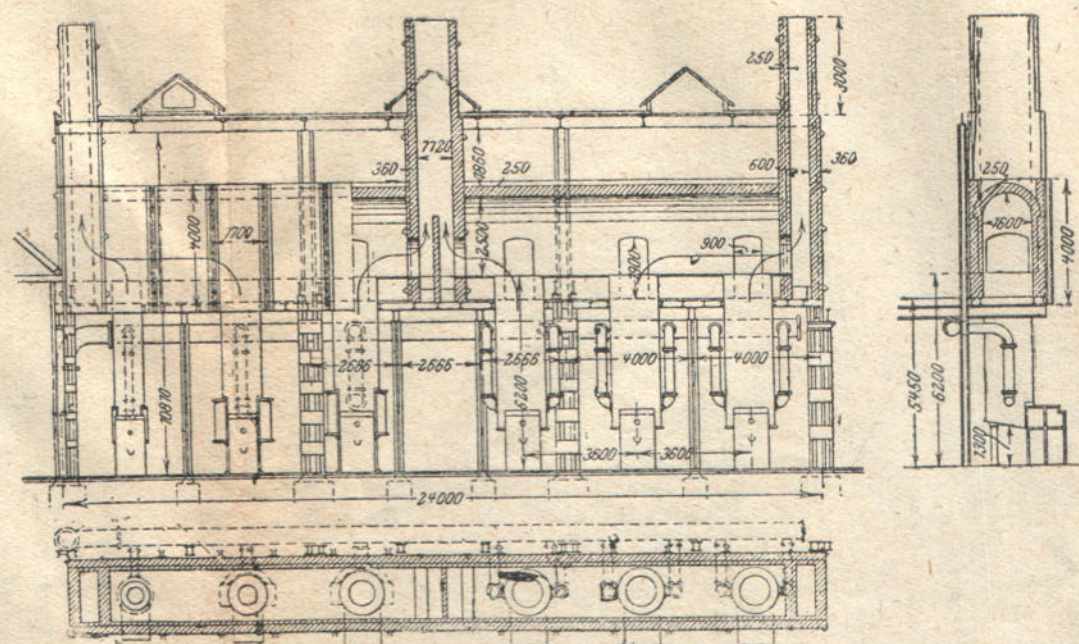
2. Прочистка фурм периодической продувкой вагранки, вместо пробивки.

Когда корка шлака начнет подниматься от нижней кромки фурм, грозя их закрытием, ни под каким видом не следует пробивать фурм: от этого густые шлаки лишь будут выдавливаться тяжестью засыпки в фурменные отверстия и зальют их.

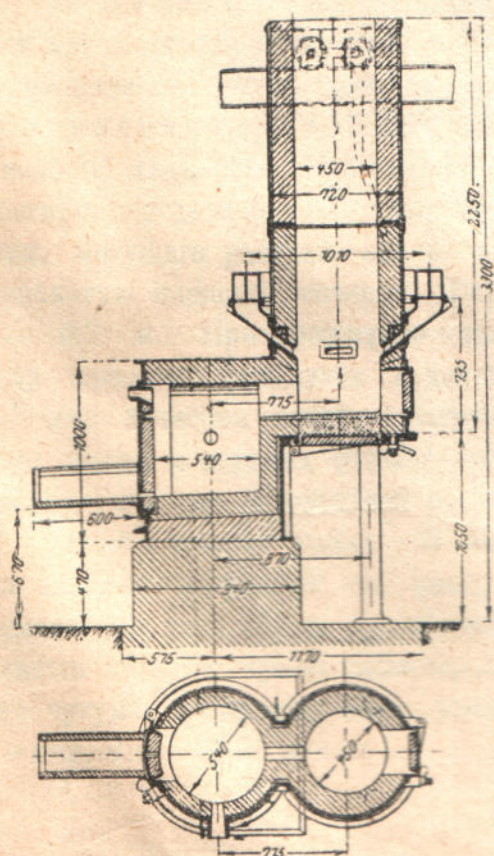




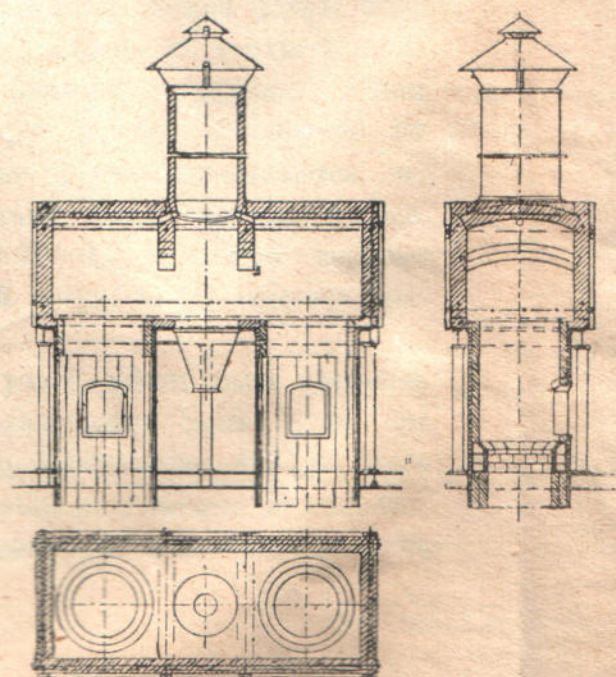
Фиг. 91



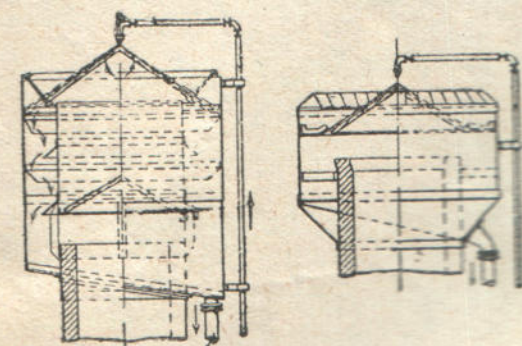
Фиг. 94



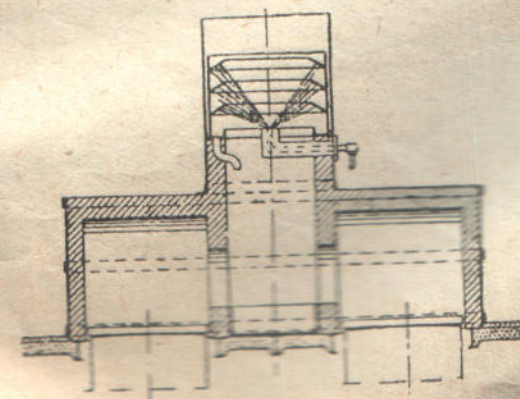
Фиг. 93



Фиг. 92



Фиг. 95



Фиг. 96



Прочистка фурм достигается открытием смотрового очка переднего горна, вследствие чего воздух, вдуваемый в вагранку, под влиянием своего давления пробивает наиболее слабое место и сквозь него продавливает тестообразный шлак в металлоприемник по каналу для стока чугуна. Через некоторое время, когда совершенно прекратится выплевывание из очка брызг шлака, кран очка закрывается.

3. Поднятие давления воздуха или уменьшение высоты загрузки.

4. Система вагранки должна быть безраспарная с отнесенным скопом.

*II. Торфяной кокс и древесный уголь (борьба с продуктами неполного горения).* Средства борьбы для обоих родов топлива одинаковы, но для древесного угля они должны применяться в более сильной степени. Сюда относятся:

1. Увеличение количества вдуваемого в 1 сек. воздуха, достигаемое увеличением скорости движения воздуха.

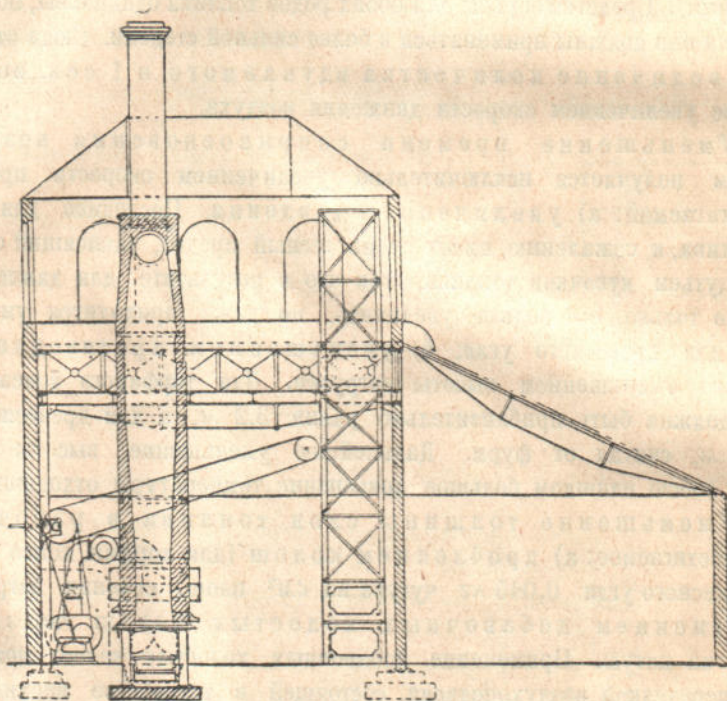
2. Уменьшение времени соприкосновения воздуха с топливом получается исключительно увеличением скорости протекания газов, достигаемой: а) увеличением давления. Последнее для данного сорта топлива, к сожалению, имеет очень тесный предел, зависящий от выбрасывания дутьем кусочков топлива, так что в результате для данного сорта топлива не только его нельзя увеличить, но даже приходится уменьшать, особенно для древесного угля; б) уменьшением противодействия, достигаемого уменьшением высоты загрузки. Для торфяного кокса высота загрузки должна быть приблизительно равна 3,2 м, а для древесного угля, 2,5 — 2,7 м, считая от фурм. Дальнейшее уменьшение высоты загрузки влечет за собою слишком большое повышение температуры отходящих газов.

3. Уменьшение толщины слоя топлива в рабочих колошах, достигаемое: а) дроблением колош (для торфян. кокса 0,055 кг и для древесного угля 0,045 кг чугуна на  $\text{см}^2$  площ. сечения вагранки) и б) применением добавочных холостых колош через каждые 4 колоши на пятаю. Применение добавочных холостых колош может быть избегнуто переделкой воздухоподвода, состоящей в устройстве верхнего ряда фурм, могущего работать вполне независимо от нижнего и имеющего с ним одинаковую площадь сечения. Верхний ряд фурм отстоит от нижнего на 0,5 — 0,7 м. При разогреве вагранки верхние фурмы закрываются, но когда вагранка пускается в действие, то работают только верхние фурмы, для чего холостая колоша загружается на 0,5 — 0,7 м выше верхних фурм. Когда в верхних фурмах появится твердый чугун, то их действие прекращают, и дутье переводится на нижние фурмы.

*III. Каменный уголь.* В большинстве случаев может быть применен для плавки в вагранках, но, ввиду большого разнообразия сортов угля, нет возможности дать общие руководящие данные. В большинстве случаев здесь главным образом нужно заботиться об обессеривании получаемого расплавленного чугуна. (Широкий скоп, увеличение основности и количества шлаков, а в них  $\text{MnO}$ ,  $\text{MnCl}$  и т. п.).



IV. *Дрова и торф.* Это топливо может употребляться в вагранках лишь как добавка к хорошо обугленному топливу, при чем дрова — часто даже с пользою для дела. Но как самостоятельное топливо этот сорт горючего может употребляться лишь в специальных вагранках, снабженных отдельной топкой типа „обратных“ <sup>1)</sup>. Эти „обратные“ топки, кроме того, должны быть снабжены выше пояса горения подготовительным поясом, в котором происходит предварительная сушка и обуглероживание топлива, при чем продукты сушки и сухой перегонки только после отделения от воды смешиваются с продуктами горения обратных топок.



Фиг. 97.

76. **Приспособления для подъема материалов к колошниковому отверстию.** Колошниковое отверстие вагранки находится от уровня пола литейной на 5 и более м, и потому должно быть устроено какое-нибудь приспособление для более удобной подачи материалов, назначенных для загрузки вагранки. С этою целью около колошникового отверстия устраивается платформа (фиг. 97), достаточно просторная, чтобы на ней могло поместиться все количество топлива и чугуна, переплавляемое за один раз. Обыкновенно металлические колоши состояются из различных сортов чугуна, смешанных в определенной пропорции; все это должно быть развешено еще до задувки

<sup>1)</sup> См. „Уральский Техник“ 1917 г. № 1—6 и „Вестник Инженеров“ 1917 г.



вагранки и колоши аккуратно расположены на платформе, так что при плавке рабочему остается только их забрасывать в вагранку <sup>1)</sup>. Топливо может лежать в куче и нужно иметь только меру, которую рабочий наполняет топливом и затем высыпает ее в вагранку. На фиг. 98 представлена тележка, очень удобная для загрузки вагранки. Рабочий заполняет тележку материалом, затем подвозит ее к колошниковому отверстию и, поворачивая тележку около большого колеса, высыпает ее содержимое в вагранку <sup>2)</sup>. Платформа, конечно, должна быть построена вполне прочно, с расчетом на вес всего материала, который может быть на нее нагружен. Ее удобно делать на чугунных или железных колоннах с железными балками, перекрытыми бетонными или кирпичными сводиками. В некоторых случаях является возможным самое здание литейной построить таким образом, что второй этаж какого-нибудь из его помещений может служить вместо платформы. При небольшой вагранке к платформе должна быть устроена хорошая лестница, по которой рабочие могли бы удобно носить материалы. Если вагранка имеет значительные размеры, то около платформы должен быть подъемник (фиг. 97). В таком случае лестница может быть сделана легкая, например, витая. При небольшом суточном производстве подъемники могут быть ручные, если же отливка ведется в больших размерах, то лучше движение подъемнику сообщать при помощи пара, привода, гидравлического давления или электричества, в зависимости от того, какой из этих способов является наиболее удобным и дешевым для завода.



Фиг. 98.

На фиг. 99 — 100 представлены две конструкции приводных подъемников.

На фиг. 99 изображен подъемник для непрерывной подачи мелких тележек. Наверху помещается вал  $a$ , который при помощи шестерен передает движение цепным блокам  $d$ ; перекинутая через них цепь направляется, кроме того, наверху блоками  $ee_1$  и внизу блоками  $ff_1$ . Пустая тележка вкатывается на рельсы  $S'$ , подхватывается крючками  $GG'$ , прикрепленными к цепи, подымается вверх, переводится через звездочку и опускается вниз до тех пор, пока тележка не станет на подвижной рельс  $S$ , который вместе с тележкой и отодвигается на платформу. Пустая тележка вешается на крючки и опускается вниз.

На фиг. 100 изображен подъемник Беккера. Тележка, на которой подвешен груз, движется по наклонным балкам  $A$  при помощи цепи  $F$ , приводя-

<sup>1)</sup> Молденко рекомендует верхнюю часть шахты делать в виде отъемного барабана с откидным дном. Такой барабан может быть снят в сторону, в нем аккуратно может быть уложено топливо и чугун, и затем, поставивши барабан на вагранку, вынимая дно, аккуратно загружают содержимое в шахту. Этим достигается большая правильность загрузки и более правильная плавка. Подробности см. М. Е. 113 — 11 — 09.

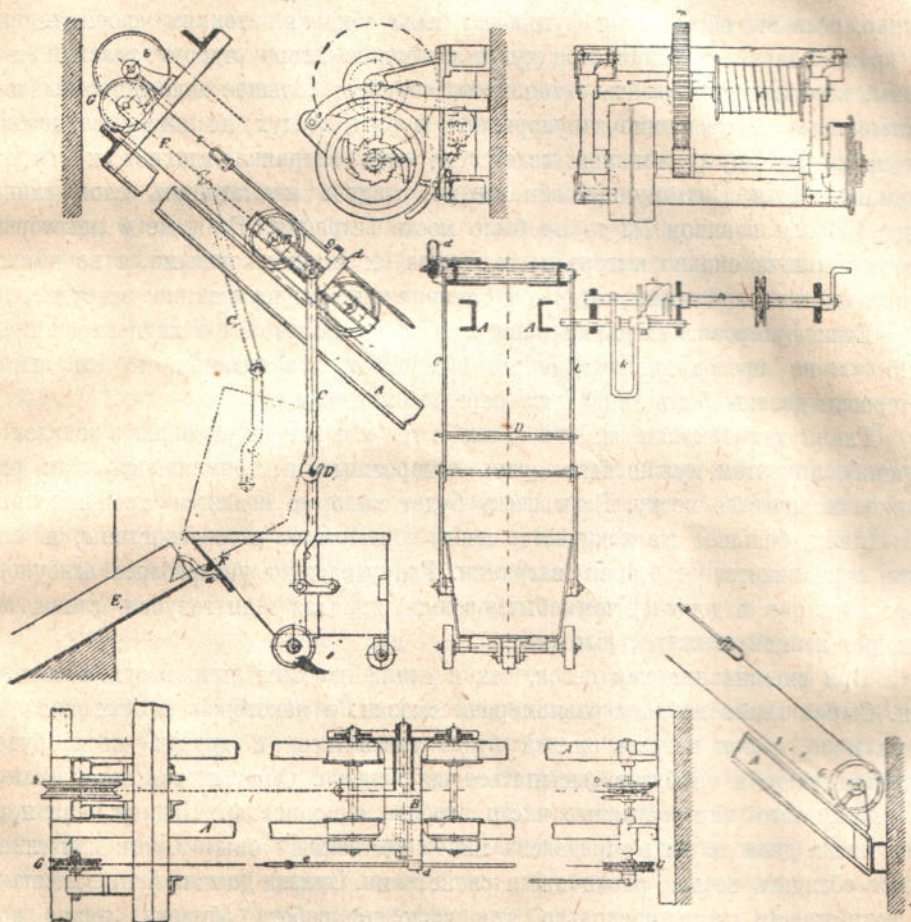
<sup>2)</sup> В Америке для загрузки вагранок применяется приспособление вроде машин Wellmann'a, см. А. М. 980 — 7 — 03.







**77. Работа вагранки.** Приготовление вагранки. Придя поутру, вагранщик должен убрать все ковши, носилки и т. п. После того как все инструменты прибраны, вагранщик приводит в должный вид ковши для следующей плавки, а в это время его помощник вычищает золу из вагранки и смешивает нужную для работы глину. Затем вагранщик



Фиг. 100.

влезает в вагранку и обчищает ее стенки при помощи небольшой острой кирки. Полезно иметь две кирки — одну большую, около 1 кг весом, для грубой обтески, и другую, весом 0,5 кг, — для окончательной обчистки. При этой работе нужно быть осторожным, чтобы не сломать или не испортить поверхность кирпичей. Лучше оставить на поверхности кирпичей тонкий слой стекловидной массы, которая образуется при плавке от действия плавней, так как эта корка выдерживает сильный жар лучше, чем многие сорта огнеупор-



ной глины. После того как вагранка вычищена, ее стенки должны быть обмазаны глиной. При этом не следует на выгоревшие места намазывать толстый слой глины и приводить внутреннюю поверхность вагранки к ее первоначальной цилиндрической форме. Подобное обмазывание часто служит причиной тому, что вагранка заглохнет, прежде чем в ней расплавится половина того количества металла, которое должно бы было быть выпущено в том случае, если бы обгоревшая футеровка была обмазана тонким слоем глины. Во время плавки опускающиеся чугун и топливо скоро отдерут толстый слой глины, которая, смешиваясь с топливом, образует большое количество шлаков. Густые шлаки совершенно закупоривают фурмы, воздух не имеет возможности проходить внутрь топлива, вследствие чего вагранка глохнет, и плавка останавливается. Поэтому при обмазке не следует накладывать слой глины толще 25 мм в каком бы то ни было месте вагранки. Если же в некоторых местах кирпичи сильно выгорели, то нужно их заменить новыми, а не накладывать толстый слой глины, которая часто причиняет вышеуказанное затруднение.

Если футеровка вагранки настолько обгорела, что слой глины толщиной в 25 мм не предохраняет внешний кожух от накаливания, то эта часть футеровки должна быть сейчас же переложена заново.

Глина для обмазки замешивается с песком (чтобы уменьшить появление трещин), при этом нужно быть очень осторожным и примешивать как раз нужное количество песку. Если песку будет мало, то появятся трещины при высыхании, большое же количество песку уничтожает вязкость глины, и она легко отваливается от стенок вагранки. Глину следует употреблять огнеупорную: хотя она и дороже, чем обыкновенная красная или голубая глина, но в конце концов окажется выгоднее.

При смешивании как песок, так и глина должны быть в сухом состоянии. Сырая глина не даст равномерной смазки: в некоторых местах окажется песка мало, и при нагреве смазка будет трескаться, в других — песка будет слишком много и он будет высыпаться из обмазки. Смачивается водой смазка уже после того как составные части хорошо перемешаны. Надлежащая примесь песка должна быть определена непосредственным опытом, так как глина может обладать весьма различными свойствами. Смазка должна быть замешана по возможности густо, насколько это позволяет работа обмазки, иначе при высыхании, вследствие образования большого количества паров, обмазка может легко быть оторвана от футеровки вагранки.

Если в некоторых местах на одной и той же высоте вагранки глина выгорает больше, чем в других, то это служит признаком, что вагранка заправлена не как следует или нагрузка производилась неравномерно, или же предыдущее обмазывание вагранки производилось неправильно.

Нужно особенно следить за тем, чтобы не образовывалось больших выедов в главном поясе, так как такие выедовы задерживают от опускания чугун, и последний скопляется над фурмами, не пропуская топлива, вследствие чего процесс плавки может совершенно нарушиться. Чугун, двигаясь по



образовавшейся конической поверхности, стремится сдвинуться к середине и загромождаёт центральную часть вагранки, при этом воздух с силой проходит около стенок и, вместо того, чтобы плавить чугун, главным образом плавит футеровку, образуя массу шлаков и ещё более разрушая вагранку в этом месте.

После того как вагранка вычищена, закрывают нижний клапан, составляющий дно вагранки; сначала подпирают одну половину, насыпают на нее песок, после чего закрывают и подпирают другую половину.

Песок для набивки дна берется по возможности тощий. Даже небольшая примесь глины заставляет его спекаться, вследствие чего дно вагранки трудно будет открыть, в особенности в малых вагранках. После того как песок утрамбован и дну придана должная форма, нужно покрыть песок слоем жидкой глины, отчего на поверхности дна образуется твердая корка. Песок должен быть только слегка сырой и не особенно плотно набит, так как выделяющиеся пары, не находя свободного выхода, могут разрушить дно вагранки.

**Задувка.** Когда внутренность вагранки приведена в порядок и все выгоревшие места исправлены, то, за несколько часов до начала плавки, на лекадь кладут немного дров, кокса или вообще легко горящего материала и зажигают; делается это с целью просушить внутренность вагранки <sup>1)</sup>. После того как вагранка совершенно высушена, на лекадь снова кладут дрова мелко колотые, поверх них засыпается большая колоша кокса (холостая колоша), величина которой сообразуется с размерами вагранки.

Холостую колошу при коксе следует засыпать на 300—500 мм, при антраците — на 300—400 мм выше нижнего ряда фурм.

Холостая колоша служит для того, чтобы разогреть вагранку и тем способствовать получению более горячего чугуна, а главным образом холостая колоша служит как бы опорой для топлива, назначенного для плавки чугуна и самого чугуна. На уровне холостой колоши устанавливается плавильный пояс с наиболее высокой температурой. Загружаемые на холостую колошу отдельные шихты топлива должны отчасти восполнять выгорающее топливо холостой колоши, а, кроме того, должны выделять количество тепла, необходимое для расплавления чугуна, прежде чем он опустится до холостой колоши, и для пополнения потерь тепла через поверхность вагранки.

Работа вагранки должна идти таким образом, чтобы холостая колоша имела возможно высокую температуру, а промежуточные колоши топлива имели сравнительно низкую температуру. Это в значительной степени зависит от размеров холостой колоши. Вообще она должна иметь такую толщину, чтобы в ней происходило только образование углекислоты при небольшом избытке воздуха, при этом получится очень высокая температура плавильного пояса. Затем продукты горения, при прохождении через шихту чугуна, должны

<sup>1)</sup> Внутренность вагранки просушивается также при помощи нефтяных или Steinkohlenteerol факелов, получаемых из особых приборов. Gies. Z. 666 — 13.



настолько охладиться, чтобы дальнейшее разложение углекислоты на окись углерода стало невозможным. В более высоких слоях вагранки по возможности горения топлива не должно быть, а чередующиеся шихты топлива и чугуна должны только подогреваться за счет охлаждения продуктов горения холостой колоши. Обыкновенно такого идеального случая не бывает, и всегда в верхних поясах часть топлива все-таки горит, и при том частью за счет кислорода  $\text{CO}_2$ .

Если холостая колоша будет слишком высока, то в верхних слоях ее может получиться слишком много окиси углерода, и плавка будет идти не так совершенно. Если притом промежуточные шихты топлива будут как раз необходимого размера для плавки следующей шихты чугуна, то холостая колоша будет постепенно сгорать, и плавильный пояс сам установится на нужной высоте, после чего процесс плавки пойдет правильно, но первоначально излишне загруженное топливо будет потеряно.

При недостаточном размере промежуточных шихт топлива холостая колоша будет продолжать постепенно сгорать и при этом плавильный пояс может опуститься настолько низко, что чугун будет подвергаться непосредственному окислению кислородом воздуха в результате чего явится сильное выгорание составных частей чугуна и недоброкачественная отливка.

Если холостая колоша очень толста, то чугун находится выше того места, где развивается самая высокая температура, и потому он плавится не так быстро. То же самое происходит и в том случае, когда холостая колоша слишком тонка; тогда чугун плавится ниже того места, где должна была бы развиваться наивысшая температура. В первом случае чугун, расплавившись, проходит через горячий пояс, а во втором — не проходит, и потому получается более холодным. Следовательно, вообще нежелательно иметь слишком толстую, а в особенности слишком тонкую холостую колошу, и нужно менять толщину колоши, до тех пор пока получится чугун желаемого качества, и плавка будет идти достаточно быстро.

Затем дрова внизу зажигаются, рабочее отверстие закладывается кирпичом, обмазывается глиной и закрывается крышкой, выпускное же очко оставляется открытым. Поверх холостой колоши забрасываются поочередно колоши чугуна и кокса до уровня колошникового отверстия. Чугун следует забрасывать в вагранку после того как вся холостая колоша разгорелась по всей своей массе, при чем холостая колоша должна разгораться сама, только вследствие тяги самой вагранки, на что требуется времени от 2-х до 3-х часов. Очень часто, чтобы сократить это время, пускают дутье, не дожидаясь пока холостая колоша разгорится, но это неправильно, так как при слабой тяге и медленном разгорании вагранка постепенно подогревается до рабочей температуры и поэтому меньше страдает. Чугун же, заброшенный на еще неразгоревшуюся холостую колошу, может причинить очень неприятные последствия: дать холодный чугун, вызвать заглужение вагранки и др. Когда кокс немного разгорится, пускают в ход дутье. Выпускное отверстие остается



открытым, чтоб часть дутья направлялась через него и, проходя сквозь слой кокса, лежащий ниже фурм, сжигала его и раскаляла лещади вагранки. Для более равномерного разогревания лещади, кроме выпускного отверстия, делаются иногда еще два или три отверстия, которые потом затыкаются глиной. Выпускное отверстие держится открытым, до тех пор пока из него не покажется чугун. Если чугун выходит ярко блестящим, с беловатым оттенком, это показывает, что он хорошо перегрет, и потому отверстие можно закупорить, что делается при помощи глиняной пробки и железного шеста (10 — 25 мм толщины, 1000 — 4000 мм длины), или деревянного с железным наконечником, расширяющимся в плоский кружок, диам. около 50 мм. На этот кружок прилепляется комок глины, который и затыкается в отверстие. Некоторые вагранщики употребляют прямо деревянный шест, толщиной около 50 мм, без наконечника, но этого допускать не следует, так как, если с такого шеста упадет глина незаметно для вагранщика, и он ткнет шестом в текущий чугун, то последний может легко разбрызгаться и причинить поражения стоящим по соседству рабочим. Никогда не следует закупоривать отверстие, двигая пробку навстречу струе: при этом чугун будет разбрызгиваться, и пробка может соскочить с шеста. Следует пробку поднести к самому отверстию, здесь нанекось сразу воткнуть ее и подержать немного, пока глина не затвердеет. Если выпуски делаются часто, то глину для закупорки нужно смешивать с большим количеством песка, чтобы пробку было легко расковыривать. Чем больше промежутки между выпусками, тем более жирную глину нужно употреблять, так как при большом скоплении чугуна слабую глину может выдавить <sup>1)</sup>. Если же чугун выходит из отверстия красноватого цвета и из него вылетают звезды, это указывает, что лещади недостаточно прогрелась и холодит чугун; в таком случае следует оставить чугун вытекать, до тех пор пока он не примет ярко-белого цвета, и только после этого закупорить отверстие. Если при вагранке имеется скоп для чугуна, то полезно сделать также приспособление для его прогревания, иначе чугун может получаться холодным. Для этого вагранка соединяется со скопом трубой, приводящей туда горячий газ. Необходимо при этом обратить внимание на то, чтобы труба выходила из пространства, наполненного коксом, иначе в скоп будет входить чистый воздух и отбеливать чугун. Особенно трудно прогреть лещади в вагранке Герберца: для этого необходимо устроить специальные отверстия, но все-таки проходящий через них воздух двигается вверх и потому не прогревает хорошо лещади.

**78. Плавка.** Поверх холостой колоши забрасываются поочередно колоши чугуна и кокса. Размер этих колош и соотношение между колошами

<sup>1)</sup> Ввиду того, что при выпуске чугуна из вагранки в большом количестве разлетаются искры, вагранщик должен быть снабжен очками, предохраняющими его от ожогов, и лучше, если очки — с синими стеклами, так как они предохраняют глаза от слишком яркого света текущего чугуна.



топлива и чугуна было приведено в §§ 64 и 65. Сообразно с этим и нужно брать величину колош чугуна. Указанное соотношение в большей степени зависит также от величины расплавляемых кусков: чем мельче куски, тем легче происходит передача теплоты, тем больше, следовательно, могут быть колоши чугуна по сравнению с колошами топлива. В некоторых случаях, за неимением средств разбить большой кусок чугуна, его плавят цельным; при этом на плавку идет очень большое количество топлива. Чтобы такой тяжелый кусок не мог опуститься ниже пояса плавления, его приходится удерживать искусственным образом, подвешивая кусок на цепи или удерживая его ломami, пропущенными сквозь отверстия, пробитые в стене вагранки. На уральских заводах чугунные пушки плавил, просовывая в отверстие, сделанное в боку шахты, и подвигая пушку внутрь по мере того как она плавилась.

Обыкновенно все время плавки величина колош чугуна остается постоянной; что же касается до кокса, то его колоши приходится иногда увеличивать. Именно, если вагранка работает долго, то баланс тепла может нарушиться, а толщина холостой колесни уменьшиться. Это делается заметным по тому, что чугун начнет вытекать холодным — красноватого цвета; тогда для восстановления надлежащей температуры величину колош кокса увеличивают вдвое или втрое, и через некоторое время вагранка начинает действовать снова хорошо.

**79. Плавни.** В коксе постоянно содержится зола, кроме того, с чугуном в вагранку забрасываются различные земляные примеси; чтобы они, образовав густую тестообразную массу, не могущую проходить сквозь прозоры между кусочками топлива, не заполнили собою весь горн и не залепили бы собою фурмы, их необходимо обратять в легкоплавкие шлаки; для этого к топливу прибавляются плавни — известняк. Если шлаки в вагранке получаются слишком густые, то это может происходить или от того, что температура вагранки слишком низка, или же вследствие недостатка, а иногда и избытка плавней. За этим нужно следить, и если будет замечено, что шлаки густеют, необходимо принимать соответствующие меры, так как густые шлаки могут заглушить вагранку. Прибавление к топливу известняка, независимо от образования легкоплавких шлаков, полезно еще в том отношении, что известняк поглощает из топлива, а также отчасти и из чугуна, серу, — по реакции: 
$$\text{Fe} \left[ \text{S} + \text{Ca} \right] \left[ \text{O} + \text{C} \right] = \text{Fe} + \text{CaS} + \text{CO}.$$
 В каком количестве должен примешиваться известняк, зависит как от самого известняка, т. е. от того, сколько в нем содержится окиси кальция ( $\text{CaO}$ ), так и от содержания золы в топливе. Обыкновенно рассчитывают так, чтобы на каждую весовую часть золы приходилось от 1,5 до 2 частей известняка. Так как большинство литейных коксов содержит от 8 до 10% золы, то на каждые 100 кг кокса нужно брать 15 — 20 кг хорошего известняка, но иногда зола бывает настолько кислая (содержит много  $\text{SiO}_2$ ), что известняка приходится прибавлять гораздо больше. То же случается и при сильно сернистом топливе; кроме того, и сам известняк иногда



содержит много  $\text{SiO}_2$ , и тогда, если его нельзя заменить другим, его поневоле приходится употреблять в большом количестве. Прибавлять слишком много плавней не следует также и потому, что при этом сильно страдает футеровка вагранки.

Чем чище известняк, т.-е. чем больше в нем содержится углекислой извести, тем большее количество золы он может сплавить. Присутствие в известняке кремнезема и глинозема удерживает в связи некоторое количество извести, и потому при том же количестве золы в топливе известняка потребуются более.

Для выяснения влияния примеси известняка были произведены испытания на заводе Зульцер в Винтертуре, под наблюдением Зульцера Гроссмана. В 11 испытаниях содержание известняка постепенно увеличивалось до 33,5%. Шлаки собирались отдельно и после каждого испытания взвешивались и исследовались. Точно так же исследовались образцы выплавляемого при этом чугуна.

Известняк не влиял на содержание марганца и кремния, содержание же серы уменьшилось от 15,6% до 8,5% при увеличении известняка.

Испытания образцов чугуна показали, что вязкость чугуна повышалась, до тех пор пока примесь известняка не достигла  $\frac{1}{5}$  веса кокса, — после этого влияния известняка не сказывалось. Стрелы прогиба и упругость заметно не изменялись в зависимости от содержания известняка.

Шлаки показали следующие свойства: при первых трех опытах были вязки и легко застывали; при следующих двух опытах шлаки получались более жидкие и при застывании не получались такие хрупкие; при остальных опытах шлаки были жидки и по застывании тверды и прочны. Цвет шлаков сначала был светлый, коричневато-зеленый и, по мере прибавления известняков, постепенно темнел, пока не стал совершенно черным. Поглощение серы в зависимости от состава шлаков и присутствия в них марганца, кремния и глинозема представлялось запутанным и не согласовалось с теоретическими предположениями. Было только ясно, что чем выше была температура и чем жиже был шлак, тем больше он поглощал серы. F. Wüst „Stahl und Eisen“ — Januar 1 — 1904 (в переводе А. М. 616 — 658 — 04).

В последнее время на американских заводах вместо известняка стали применять плавиковый шпат в смеси с доломитом (на 2 т загрузки 25 lbs шпата и 85 lbs доломита). Помимо вагранки шпат в порошкообразном виде кладется в ковши для сплавления землистых примесей, которые всплывают и легко могут быть счищены. М. Е. 152 — 09.

Прибавлять известняк нужно и к холостой колоше, так как весьма важно и в ней сплавить золу и уничтожить примесь серы, иначе первые колоши чугуна, проходя через этот слой кокса, будут насыщаться серой, а, кроме того, за неимением шлаков, которые могли бы защитить поверхность скопившегося внизу чугуна от окислительного действия воздуха, в нем будет выгорать кремний; оба эти обстоятельства ведут к отбеливанию чугуна: и действительно, в том случае, когда в холостой колоше не прибавляют



известняка, первые выпуски чугуна оказываются сильно отбеленными, хотя затем чугун начинает идти серый. Впрочем, появление более твердого отбеленного чугуна в начале плавки происходит главным образом потому, что тогда топливо еще не прогрелось и не успевает поглотить всего  $O_2$ , который поэтому сжигает чугун. В начале работы вагранки, когда кокс еще не слегся и не засорился шлаками, сопротивление для прохода воздуха значительно меньше, и потому при той же силе дутья количество проходящего через вагранку воздуха будет больше, между тем топливо горит медленнее (вследствие более низкой температуры вагранки), а соответственно с этим будет еще больше окисление составных частей чугуна и отбеливание чугуна.

Более густой чугун в начале плавки иногда бывает также в том случае, когда вагранка не хорошо просушена. Тогда температура не достигает нужной величины, и чугун выходит холодным.

По прошествии некоторого времени в вагранке может скопиться столько шлаков, что они начнут закупоривать фурмы; поэтому необходимо на известной высоте вагранки иметь отверстие, через которое можно выпускать шлаки. Независимо от этого на фурмах может образовываться нагар и их приходится обчищать, что делается при помощи железной полосы, вводимой в вагранку через смотровое отверстие, всегда делаемое против фурм; это же достигается устройством шиберов при фурмах, допускающих регулирование величины отверстия, а в случае надобности — и полное его закрытие, как говорилось раньше.

При неправильном ходе вагранки может оказаться, что стекающие около фурм шлаки настолько охлаждаются холодным воздухом, что около фурм начинает тускнеть. Как скоро огонь около фурм начинает тускнеть, говорят, что вагранка за г л у х а е т. Сначала заглухание будет около фурм, но потом оно может распространиться и на всю площадь вагранки, и по мере того как оно увеличивается, плавление чугуна идет все медленнее и медленнее, пока, наконец, совсем не прекратится. Тогда нужно открыть рабочее отверстие и приняться за прочистку заглухшей вагранки.

Всякий раз, когда топливо заглухает, нужно открыть фурму и, подобрав через фурму хорошего кокса, продвинуть все заглухшее топливо и чугун к центру, где горение еще продолжается. Иногда бывает достаточно закупорить одну из фурм глиной <sup>1)</sup>, — таким образом останавливают вход холодного воздуха в этом месте, отчего топливо через несколько минут снова разгорится, после чего фурму опять открывают, закрывают другую и т. д., обходя по очереди все кругом. При очень больших плавках может понадобиться повторить эту операцию несколько раз.

**80. Горячая или холодная плавка.** Чем горячее плавка, тем больше угар чугуна. Но, вместе с этим, вследствие выгорания кремния получится меньше графита, и чугун получается более плотный в отливке. Если в чу-

<sup>1)</sup> Или шибером, если таковой имеется.



гуне содержится много марганца, вызывающего твердость, то вследствие его выгорания при горячей плавке можно получить более мягкий чугун, чем при холодной; при чугуне, содержащем много кремния, будет обратное. При горячей плавке содержание углерода никогда не получится меньше 2,5—3%, так как бедный углеродом чугун будет поглощать углерод из топлива. При холодной плавке чугун получается более богатым графитом и более мягким, но и более рыхлым. При горячей плавке футеровка вагранки страдает более сильно и требует большего ремонта.

Плавка в вагранке не может вестись всегда одинаково, а должна соотноситься с другими обстоятельствами работы в литейной. Иногда оказывается удобнее производить вначале отливку тяжелой вещи, при этом вначале нужно вести плавку возможно быстро, чтобы накопить скорее побольше чугуна; а после того как тяжелая вещь отлита, плавку нужно несколько замедлить, чтобы выпускаемого из вагранки чугуна было достаточно только для питания усадки и отливки мелких вещей. При других обстоятельствах, когда тяжелая вещь еще не готова, а мелочь вся заформована, наоборот,—может оказаться более удобным начать отливку с более мелких вещей и сообразно с этим вести плавку. Иной раз большинство форм должно наполняться холодным чугуном, в другой, наоборот,—горячим. Часто бывает, что плавится совершенно новый сорт чугуна, употребляется новый сорт топлива, и т. п. Со всеми этими обстоятельствами литейный мастер должен сообразоваться и давать соответственные распоряжения относительно плавки.

Иногда при плавке приходится встречаться с совершенно исключительными условиями. Например, случается, что в самом конце плавки, когда уже все формы залиты, в литейную приносят новую модель, требуют ее немедленно заформовать и отлить. Такие случаи всегда возможны в заводской жизни, где остановка производства сопряжена с большими потерями. Приходится приниматься за формовку, а пока форма будет готова, нужно не дать вагранке заглохнуть; для этого прежде всего расплавляют и выпускают весь заброшенный в вагранку чугун. Затем разламывают немного рабочее отверстие и с помощью крючка выгребают весь нагар; отверстие засыпают песком, минут через 10 его снова открывают и опять вычищают весь оустившийся нагар. Такую операцию проделывают раза три с промежутками в 10 мин., а затем эти промежутки можно увеличить до 30 мин. Отверстие каждый раз засыпается песком, чтобы топливо не горело слишком энергично, и чтобы нагар, накопившийся около отверстия, не охлаждался, иначе его трудно будет вытаскивать.

После того как весь нагар вычищен, засыпают несколько свежего топлива и ждут, пока не будет готова форма. Когда заметно, что формовка приближается к концу, рабочее отверстие заделывается, как обыкновенно, топливом насыпается на высоту, соответствующую толщине первой колоши, и когда оно разгорится, забрасывают чугун и начинают дуть. После этого вагранка снова может выплавить большое количество чугуна. Томас



Вест<sup>1)</sup> приводит пример из своей практики, когда отформованная рано утром вещь, весом в 70 пуд., была отлита в 11 час., затем вагранка была оправлена описанным выше способом, и через несколько часов из нее была произведена обычная отливка в 12 тонн.

Иногда приходится плавить несколько сортов чугуна; сделать это, не прерывая процесса плавки, — и притом так, чтобы не произошло их смешения, — крайне трудно, и чем меньшие количества отдельных сортов чугуна будут плавиться, тем легче они могут смешаться.

Твердый чугун плавится легче, чем мягкий, и большинство литейщиков при плавке различных сортов загружают в вагранку сначала твердый чугун, мягкий же чугун закладывается сверху. Но при этом способе трудно получить хорошие результаты: между топливом всегда останется некоторое количество чугуна, который непременно окажет влияние на следующие за ним 2 или 3 колоши чугуна другого сорта.

Более удовлетворительные результаты можно получить, переходя постепенно от твердого чугуна к мягкому. В этом случае плавят первым твердый чугун, но вместо того, чтобы нагружать мягкий чугун прямо сверх твердого, нагружают сначала 2 или 3 колоши среднего чугуна, а затем уже пускают мягкий чугун. Когда по расчету весь твердый чугун выпущен, выпускают средний чугун, соображая, сколько его должно выйти. После того начинает вытекать мягкий чугун различной степени мягкости. Для самых мягких вещей, если было заброшено 3 колоши, нужно брать чугун, который по расчету должен принадлежать к средней или 3-й колоше.

Когда требуется только небольшое количество мягкого чугуна, то Томас Вест советует в таких случаях нагружать мягкий чугун прямо сверх холостой колоши кокса, которая должна быть хорошо растоплена и иметь толщину несколько меньшую, чем обыкновенно. Эта загрузка должна быть сделана за  $\frac{1}{2}$  часа или за час раньше всех остальных; и когда все готово, чтоб загружать и остальной чугун, кладут колошу топлива между первой и второй колошей чугуна. Эта колоша должна быть настолько толще обыкновенной, насколько первая была тоньше. Толстая промежуточная колоша хорошо разделяет различные сорта чугуна, и когда весь мягкий чугун расплавится, то толстый слой топлива опустится до холостой колоши и увеличит толщину ее до надлежащей величины. Если для наполнения формы не потребуется всего количества мягкого чугуна, заброшенного в вагранку, то в отлитой вещи чугун получится настолько мягким, как будто в вагранке и не было твердого чугуна.

Выпуск чугуна производится, пробивая глиняную пробку, закупоривающую отверстие, остроконечной железной полосой от 10 — 25 мм диам. и от 1000 и 4000 мм длиной; длинную полосу приходится употреблять в тех случаях, когда отверстие пробивается через большой ковш, поставленный

<sup>1)</sup> T. West, American Foundry Practice.



к вагранке. При пробивке выпускного отверстия нужно обращать внимание на то, что полосой не следует бить прямо в центр выпускного отверстия, так как при этом легко проломить такое большое отверстие, что его не удастся затем закупорить глиняной пробкой. Нужно ломом стараться выковырять ранее засаженную в отверстие пробку, ударяя наискось около окружности этой пробки, до тех пор пока пробка не будет ослаблена и не вытолкнется давлением металла. Несколько раз во время плавки можно прочистить выпускное отверстие, продвигая в него лом вдоль жолоба. Как только лом вынимается из расплавленного чугуна, его нужно охладить, опуская в ведро с водой, — этим сохраняется правильный острый конец лома. Когда все подставленные ковши наполнены, отверстие снова затыкается мягкой глиняной пробкой.

На платформе на особой доске должно отмечаться, сколько колош чугуна заброшено в вагранку, чтоб мастер мог, сообразуясь с потребностью чугуна в литейной, делать распоряжения о дальнейшем ходе плавки.

**81. Выгрузка вагранки.** Когда вся отливка кончена, дутье продолжают, до тех пор пока мимо фурм течет чугун. Если видно, что весь чугун расплавился, его выпускают прочь из вагранки и дутье прекращается. Если имеется в днище клапан, то из под него выбивается колонка, и содержимое вагранки вываливается вон; если же клапана нет, то открывается рабочее отверстие, и из него при помощи длинной кочерги, подвешенной на цепи или канате, выгребаются остатки топлива, шлаков и заливаются водой. Все отверстия вагранки оставляются открытыми, чтоб за ночь она могла остынуть; на другое утро внутри ее очищают, и все выгоревшие места исправляют.

**82. Прислуга при вагранке.** При вагранке находится вагранщик. На его обязанности лежит исправлять вагранку, готовить ее к дутью, выпускать чугун во время работы, следить за чистотой фурм и затем распоряжаться при выгрузке вагранки. Кроме того, вагранщику даются в помощники два или три рабочих, которые подносят чугун и топливо на платформу, забрасывают калоши во время работы, разбивают чугун на мелкие части. Все эти работы они исполняют под надзором вагранщика; кроме того, рабочие помогают вагранщику при отделке вагранки.

## Особые случаи плавки чугуна.

**83. Плавка чугуна с прибавлением стали.** Прибавление стали делает отливку более плотной (не пористой). Для получения хороших результатов нужно следить за надлежащим соотношением шихт топлива и металла. Большая примесь стали требует и большего внимания, при этом необходимо увеличить быстроту разливки. При очень большом содержании стали плавка



в вагранках становится неудовлетворительной. Чем массивнее литье, тем больше можно прибавлять стали.

Конингам<sup>1)</sup> приводит следующий пример загрузки: отливка, весом в 4000 анг. фунт., с примесью стали в 25<sup>0</sup>/. В вагранку, диам. 48", загружают 1200 ф. кокса, на него 1000 ф. чугуна, затем последовательно 500 ф. стали, 500 ф. чугуна, 150 ф. кокса, 500 ф. стали и 1500 ф. чугуна. Кокса между колошами металла следует класть больше, чем при плавке одного чугуна. При большом содержании стали прибавляют еще на каждые 100 ф. стали 1,25 ф. ферромангана, а также кладут в ковш такое же количество ферросилиция. Лучше выбирать чугун, богатый содержанием марганца и кремния, чем добавлять эти примеси после.

Железо или бедная углеродом сталь не должны забрасываться в вагранку, так как при этом отливка получается неудовлетворительная.

Наибольшая возможная присадка стали 33<sup>0</sup>/, — иначе получается слишком сильная усадка.

25<sup>0</sup>/о примеси стали — наилучшая присадка для обычных целей: получается чугун плотный, с большим коэффициентом крепости, и легко обрабатывается. О сталистом чугуне см. выпуск II.

**84. Плавка опилок-стружек.** На заводах получается большое количество чугунных стружек, которые желательно утилизировать; но плавить их прямо в вагранке не удастся. Вследствие большой поверхности опилок по сравнению с их объемом, происходит большой угар, а оставшийся расплавленный чугун, вследствие большой поверхности, сильно насыщается серой и дает негодный для литья материал. Для предупреждения этого опилки-стружки запаковываются в деревянные ящики и в таком виде загружаются в вагранку. Это мало помогает делу, так как, после того, как ящик сгорит, стружки опять оказываются в невыгодном положении.

По другому способу стружки превращают в брикеты, слепя их при помощи смолистых веществ. Такие брикеты рассыпаются, прежде чем стружки успеют расплавиться, и потому результаты получаются неблагоприятные. Лучшие результаты получаются в том случае, когда брикеты готовятся при помощи прессования стружек под очень сильным давлением, и переплавка подобных брикетов сильно распространяется в последнее время за границей. См. Mach. 373 — 1 — 12. Описание брикетных заводов. Gies. Z. 149 — 12. См. также Development and Use of Chip Briquettes. A. M. 607 — 11 — 13. Машины для брикетов Eng. 137 — 11 — 12. Briquetting Plant 140 — 1 — 13.

Очень простой и очень хороший способ для плавки стружек предложен Принцием, — литейщиком на заводе Вортингтона. Способ состоит в том, что сбоку вагранки помещается труба, диаметром около 300 мм, составленная из отдельных звеньев, длиной около 1000 мм, приготовленная из (№ 22 — 23)

<sup>1)</sup> The Foundry 249 — 7 — 05.



железа. Внизу труба ставится на чугунную плиту, диам. около 400 мм, толщиной около 25 мм, труба заполняется стружками, а вагранка загружается, как обыкновенно, штыком и топливом. Так как точка плавления железа гораздо выше точки плавления чугуна, то чугунные стружки начинают плавиться раньше, чем расплавится или просто сгорит железная труба, и чугун, вытекая из нее, смешивается с остальным чугуном, сохраняя свои хорошие качества. По мере того как труба внизу сгорает и спускается, ее наращивают сверху и заполняют стружками. Чтобы при наращивании трубы рабочим не мешал огонь, достаточно на поверхность загруженного топлива вылить полведра воды, чем на-время достигаются условия, удобные для работы. Угар при этом способе, при плавке 10% стружек, получался не больше 4%. При одной специальной плавке исключительно одних стружек получилось 5,6%. Подробности см. А. М., 144 — 11.

**85. Расход топлива** (см. § 65). Расход топлива зависит от его качества, от качества литья и чугуна, а также от ведения плавки и от размера плавки. При определении расхода топлива нужно, конечно, принимать во внимание все топливо, закидываемое в вагранку, следовательно — и холостую колошу; величина же последней почти не изменяется, плавится ли много чугуна, или мало, и потому, чем больше сразу плавится чугуна, тем экономичнее будет плавка.

Поэтому совершенно неправильны те цифры, которые очень часто приводятся, не принимая во внимание холостой колоши: благодаря этому иной раз изобретатели вагранок приводят совершенно невероятные результаты действия вагранки, утверждая, что их вагранка плавит более 25 частей чугуна на 1 часть кокса, т.-е. более теоретически возможного количества. На самом же деле, если принять во внимание холостую колошу, то, сообразно с различными условиями плавки, хорошо устроенные вагранки на один килограмм кокса плавят от 10 до 13,5 кг чугуна (сравните числа, приведенные в § 65). При этом действие вагранки тем экономичнее, чем больше чугуна плавится сразу и чем быстрее идет плавка, следовательно — чем больше сила дутья.

Нужно при этом заметить, что, стремясь по возможности увеличить выплавку чугуна на данное количество кокса, мы хотя и будем получать жидкий чугун в большом количестве на единицу веса топлива, но этот чугун не будет достаточно горяч, что повлечет за собой массу неудобств и большое количество брака в отливках. Кроме того, получится и большой металлургический угар, и угар от разбрызгивания, и потому легко может случиться, что убытки, происходящие от недоброкачественного литья и от увеличения угара, во много раз будут превосходить экономию, полученную на топливе. Поэтому нужно быть весьма осмотрительным в этом вопросе и не особенно стремиться повышать количество чугуна, выплавляемого на единицу веса топлива. Лучше чугун перегреть, чем получить его слишком холодным.



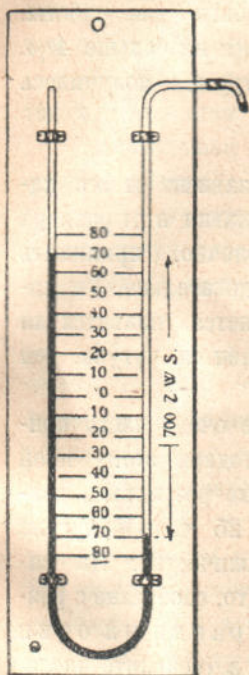
**86. Сила дутья и работа, необходимая для ее получения.** При хорошем действии вагранки сила дутья должна быть согласована с размером вагранки. Чем больше диаметр вагранки, тем больше должна быть упругость дутья, чтобы воздух мог пройти до середины вагранки. См. стр. 142.

Иногда к концу работы вагранки, когда слой топлива становится меньше, желательно силу дутья уменьшать. Точно так же силу дутья иногда желательно уменьшать, чтобы замедлить скорость плавки, когда не успевают убирать чугун. Уменьшение силы дутья может быть произведено, изменяя число оборотов мотора или, если этого сделать нельзя, то для той же цели на проведенной трубе нужно ставить клапан, который можно бы было открывать и выпускать через него часть притекающего воздуха.

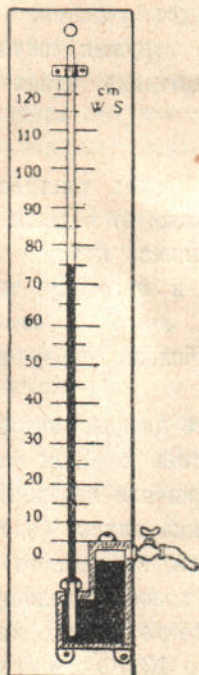
Для измерения силы дутья на трубе, по которой вдувается воздух, около вагранки должен быть поставлен манометр, приготовленный из стеклянной трубки, изогнутой в виде  $\Gamma$ , с приделанной к ней шкалой (фиг. 101), или с нижним резервуаром (фиг. 102).

Для измерения силы дутья на трубе, по которой вдувается воздух, около вагранки должен быть поставлен манометр, приготовленный из стеклянной трубки, изогнутой в виде  $\Gamma$ , с приделанной к ней шкалой (фиг. 101), или с нижним резервуаром (фиг. 102).

Так как работа вагранки продолжается в течение 2—4 часов в сутки, то при выборе аппаратов, производящих дутье, не столько заботятся об их экономичной работе, сколько о простоте и дешевизне первоначального устройства. Вследствие этого в литейных применяются не воздуходувки, а вентиляторы.



Фиг. 101.

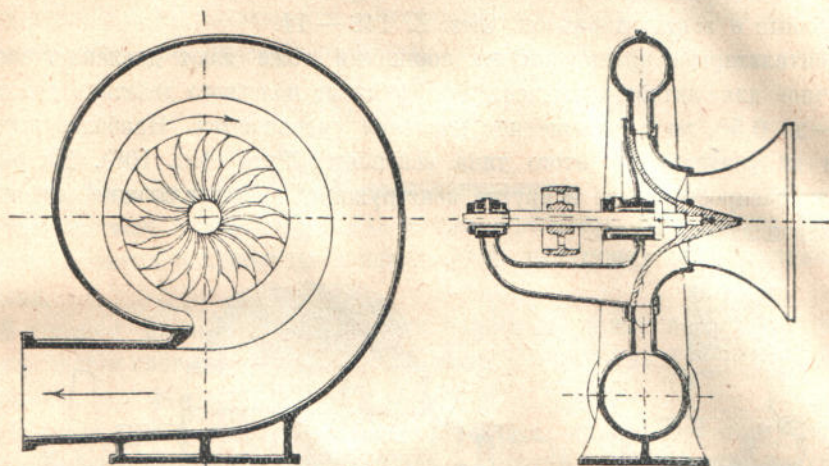


Фиг. 102.

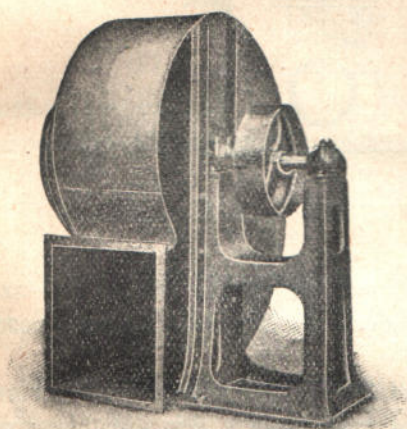
**87. Вентиляторы** бывают двух родов: центробежные и с вращающимися поршнями. Еще сравнительно недавно центробежные вентиляторы считались неудобными для литейных, так как существовавшие тогда конструкции были не в состоянии давать необходимое для правильной работы вагранок давление и работали с малым коэффициентом полезного действия. Теперь положение дел значительно изменилось. Благодаря применению соответствующих материалов, оказалось возможным придавать центробежным вентиляторам очень большие скорости, а вместе с этим оказалось возможным получать и большие напоры [вентиляторы Рато (фиг. 103) дают, например, напор до 5000 мм водяного столба]. Ставя же центробежный вентилятор в рациональные условия работы, можно получить коэффициент полезного действия 0,60. Таким образом



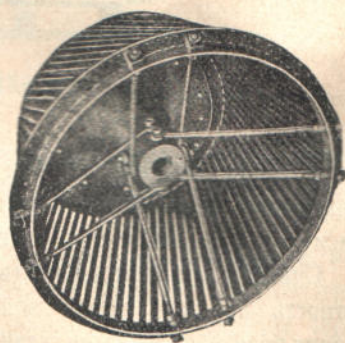
центробежные вентиляторы настоящего времени, как более простые по конструкции, более надежные и более дешевые, нужно предпочесть вентиляторам



Фиг. 103. Центробежный вентилятор Рато.



Фиг. 104.



Фиг. 105.

другого типа <sup>1)</sup>. Большой шаг вперед сделали также вентиляторы Шиле и К<sup>о</sup>, Франкфурт на Майне (фиг. 104 и 105).

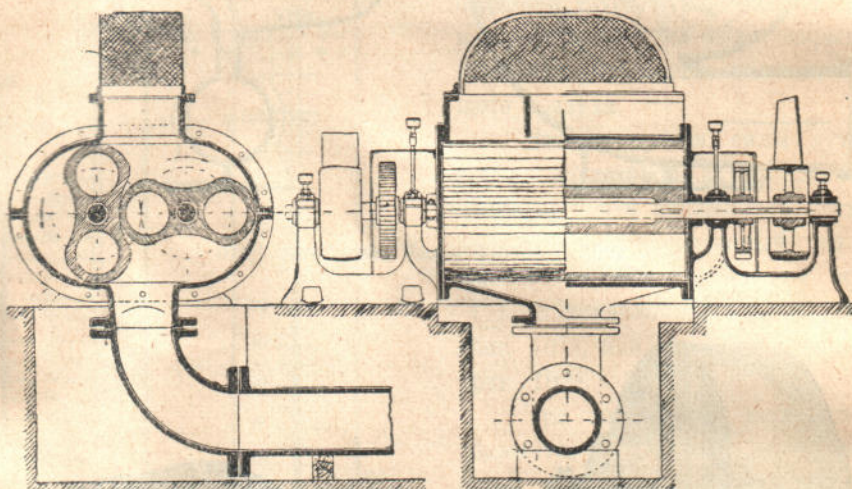
<sup>1)</sup> Более подробно о центробежных вентиляторах высокого давления см. статью Рато. Бюллетени Политехн. О-ва, № 6, 1902.



Благодаря коническому очертанию колеса (фиг. 105) и кожуха (фиг. 104) и гиперболическому расположению лопастей (фиг. 105), получается высокое давление и высокий коэффициент полезного действия.

Данные о вентиляторах см. Gies. Z. 148 — 14.

Вентиляторы с вращающимися поршнями тоже дают давление, вполне достаточное для литейных целей. Коэффициент полезного действия довольно высок — до 0,50, но с повышением давления уменьшается. Наиболее распространен из вентиляторов этого типа вентилятор Рута (фиг. 106). На рынке получили распространение и другие конструкции, представляющие видоизменение вентилятора Рута<sup>1)</sup>.



Фиг. 106. Вентилятор Рута.

О преимуществах той или другой конструкции трудно сказать что-либо определенное, так как успешность работы таких вентиляторов, главным образом, зависит от качества исполнения.

Считаем нужным обратить внимание также на следующее обстоятельство. Плотность поршней таких вентиляторов и связанный с нею высокий коэффициент полезного действия, главным образом, обуславливается обильной смазкой густой мазью. Ввиду этого воздух, поступающий в такие вентиляторы, нужно брать из холодных помещений. Если в вентилятор будет входить очень теплый воздух, то размягчающаяся при этом смазка стекает с поршней, и коэффициент полезного действия сильно понижается.

Заметим здесь, что не следует вводить в вагранку сырого воздуха, так как присутствие сырости понижает температуру вагранки от разложения  $H_2O$  на  $H_2$  и  $O$ .

<sup>1)</sup> Подобные же вентиляторы строит и Sturtevant. Табл. размеров см. I. A. 406 — 1 — 2 — 06 и A. M. 192 — 2 — 06.



Работу, которую нужно затратить для приведения вентилятора в действие, можно определить, если известно количество воздуха, вдуваемого в вагранку в единицу времени. Если обозначим через  $h$  давление в мм и через  $Q$  объем воздуха в куб. метрах, подающийся вентилятором в секунду, то работа, потребная на его передвижение, будет (лош. силы)

$$N = \frac{h \cdot Q}{75 \cdot \eta},$$

где  $\eta$  — коэффициент полезного действия вентилятора.

Необходимый же расход воздуха можно определить, зная расход топлива в единицу времени и производя анализ газов, выходящих из колошникового отверстия.

В среднем, на основании указаний практики, можно положить, что для сжигания одного килограмма кокса нужно вводить в вагранку 8 — 10 куб. метров воздуха (см. стр. 145).

Положим, что в вагранке должно плавиться в час 2000 кг чугуна, на что будет тратиться 200 — 250 кг кокса. Требуется определить, какую работу нужно сообщить вентилятору, чтоб он подавал соответствующее количество воздуха под давлением 500 мм. Если принять расход воздуха на 1 кг кокса = 8,6, то секундный расход воздуха будет:

$$Q = \frac{8,6 \cdot 250}{3600} = 0,6 \text{ куб. метра.}$$

Принимая коэффициент полезного действия вентилятора равным 0,45, найдем, что потребная для вентилятора работа будет:

$$N = \frac{500 \cdot 0,6}{75 \cdot 0,45} = 9 \text{ сил.}$$

При длинных трубопроводах происходят потери давления, которые нужно иметь в виду при устройстве вагранки и расчете вентилятора (см. стр. 143).

**88. Изменение химического состава чугуна при плавке в вагранке.** По мере того как чугун опускается в вагранке, он постепенно подогревается до температуры плавления, плавится и затем по каплям стекает через раскаленные слои топлива в горн. В этом капельно-жидком состоянии он особенно сильно подвергается окислительному действию встречного тока воздуха, содержащего в себе еще в достаточном количестве свободный кислород и углекислоту. Чем экономичнее ведется плавка, чем лучше утилизируется горючий материал, тем больше окисляющих факторов содержится в продуктах горения ( $O$ ,  $CO_2$ ,  $H_2O$ ) и тем сильнее идет окисление. При топке древесным углем горение идет не столь совершенно, и чугун почти не окисляется. Проходя далее через зону ниже воздушного факела, чугун стекает по капелькам между раскаленными кусками кокса и вновь насыщается углеродом. Очень часто на эту



зону обращается слишком мало внимания, и из желания сэкономить на холодной колоше располагают под вагранки с отдельным скопом слишком близко от фурм.

Так как в вагранке чугун подвергается окислительному действию пламени в течение более короткого времени, чем в пламенной печи, и так как в пламенной печи нет пояса обратного насыщения углеродом, то окисление здесь происходит значительно слабее; тем не менее, самый процесс окисления и порядок выгорания примесей чугуна в обоих случаях очень сходен.

Марганец является наиболее окисляющимся телом, и чем богаче чугун содержанием марганца, тем больше будут защищены другие примеси от выгорания. При плавке, например, зеркального чугуна, может случиться, что содержание кремния даже увеличится.

При обыкновенном же содержании марганца, не превышающем 1,75%, наряду с марганцем тоже выгорает и кремний, вследствие чего после каждой переплавки чугун становится беднее графитом, твердеет и в конце концов может совершенно перейти в белый чугун. После скольких переплавок такой переход совершится, — зависит от количества содержащегося в чугуне кремния и марганца, предполагая, конечно, что окислительное действие вагранки остается одно и то же.

Железо чугуна, хотя и имеет менее сродства к кислороду, чем кремний и марганец, все-таки немного сгорает, даже и в присутствии этих тел.

Углерод, после того как капельки чугуна спустятся ниже фурм, поглощается чугуном из топлива, и потому его выгорания незаметно; только чугуны, очень богатые углеродом и содержащие мало кремния и марганца, теряют его в небольшом количестве, бедное же углеродом железо, наоборот, поглощает его из топлива, и поэтому, как уже было сказано, плавка стали в вагранке невозможна.

Сера и фосфор при плавке почти не выгорают; наоборот, содержание серы может увеличиться в значительной степени, вследствие поглощения ее чугуном из топлива, если не будет к последнему примешан в достаточном количестве известняк, который предупреждает переход серы из топлива в чугун; наилучшее поглощение S шлаком и освобождение от нее чугуна получается, когда шлак содержит кроме  $\text{CaO}$  еще и  $\text{MnO}$  — частица на частицу.

Влияние марганца при переплавке чугуна видно из следующих примеров <sup>1)</sup>:

	C	Si	Mn
Серый чугун:			
до плавки . . . . .	4,58	2,27	3,67
после плавки . . . . .	4,67	2,44	2,58
Зеркальный чугун:			
до плавки . . . . .	4,62	0,40	16,24
после плавки . . . . .	4,96	0,66	10,98

<sup>1)</sup> A. Ledebur, Handbuch der Eisen- und Stahlgiesserei, стр. 144.



В обоих случаях уменьшилось только содержание марганца, содержание же углерода и кремния даже увеличилось. Оба сорта чугуна богаты марганцем.

Следующие примеры показывают, насколько содержание марганца важно для предупреждения кремния от выгорания:

	C	Si	Mn	Cu	Ph
Чугун № 1 с завода „Gutehoffnungshütte“:					
до плавки . . . . .	4,15	2,05	0,77	0,06	0,61
после плавки . . . . .	3,49	1,55	0,12	0,05	0,72

	C	Si	Mn	Cu	Ph
Чугун Колтнес № 1:					
до плавки . . . . .	4,05	2,52	1,27	0,05	0,72
после плавки . . . . .	3,49	2,07	0,46	0,07	0,87
Чугун Gleiwitzer:					
до плавки . . . . .	4,17	1,52	2,08	0,08	0,33
после плавки . . . . .	3,68	1,33	0,73	0,08	0,47

Как видно, чем больше содержание марганца, тем меньше выгорает кремний.

Содержание фосфора во всех случаях увеличилось, но это нужно объяснить тем, что вследствие угара уменьшилось количество чугуна, в котором он находился как примесь.

Следующая таблица ясно указывает, как видоизменяется состав чугуна при последовательных переплавках.

	Si	Графит.	Общее содерж. C	Mn	Ph	S
До плавки . . . . .	2,30	2,35	3,10	2,00	0,29	0,06
После 1-й плавки . . . . .	2,42	2,73	3,33	1,09	0,31	0,04
„ 2 „ . . . . .	2,29	2,57	3,32	0,80	0,32	0,05
„ 3 „ . . . . .	1,92	2,48	3,30	0,66	0,27	0,05
„ 4 „ . . . . .	1,38	2,54	3,34	0,44	0,30	0,10
„ 5 „ . . . . .	1,30	2,16	3,31	0,45	0,30	0,09
„ 6 „ . . . . .	1,16	2,08	3,34	0,36	0,28	0,20

Пока содержание марганца было значительно, содержание кремния здесь даже увеличилось, но после второй плавки, когда марганца осталось немного, кремний уменьшается тоже, вместе с ним уменьшается и содержание графита, хотя общее содержание углерода скорее увеличивается.



Интересно также в этом примере, что содержание серы в чугуна **после** каждой плавки увеличивается.

Другой сорт чугуна, по исследованиям Турнера<sup>1)</sup>, дал следующие результаты:

Число плавок	Общее содержание С	Содержание С химически соединенного	Si	S	Mn	Ph
1	2,67	0,25	4,22	0,03	1,75	0,47
8	2,97	0,08	3,21	0,05	0,58	0,53
12	2,94	0,85	2,52	0,11	0,33	0,55
14	2,98	1,31	2,18	0,13	0,23	0,56
15	2,87	1,75	1,95	0,16	0,17	0,58

Опять то же самое: количество кремния уменьшается, общее содержание углерода несколько увеличивается, увеличивается количество химически соединенного углерода, уменьшается содержание марганца, содержание серы увеличивается, и фосфор остается почти без перемены.

**89. Состав газов, выходящих из вагранки.** В нижеприведенной таблице собраны результаты нескольких анализов газов при работе вагранок. По приведенным цифрам можно судить, насколько совершенно происходит сгорание в различных случаях.

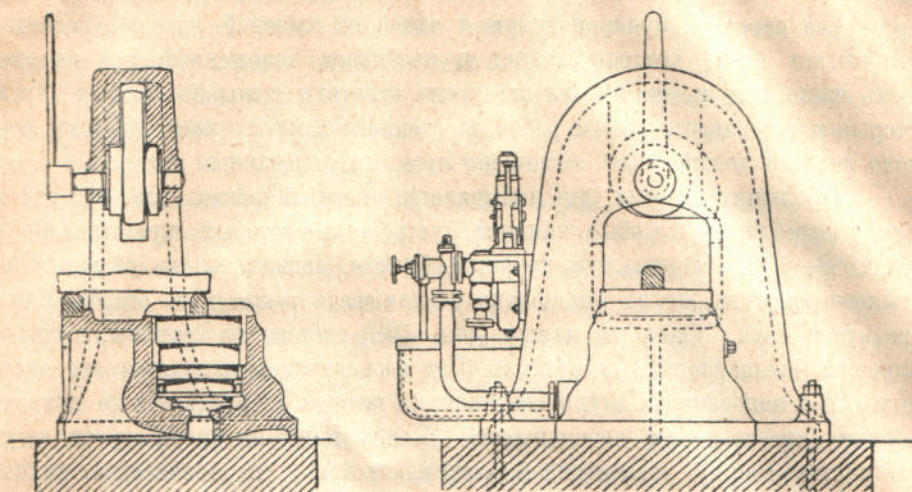
	N	CO <sub>2</sub>	CO	O
Старая вагранка, построенная в 1844 г. . . . .	73,36	11,65	14,6	—
Вагранка Кригара (среднее из 20 анализов Фишера) . . . . .	79,7	16,4	3,9	—
Вагранка Грейнера и Эрпфа . . . . .	79,9	18,7	1,2	—
Вагранка Герберца . . . . .	?	11,5	3,4	8,2

Большое содержание окиси углерода указывает на неполное сгорание и на неэкономичную работу вагранки. Большое присутствие свободного кислорода, если в газах замечается в то же время и примесь окиси углерода, указывает на то, что воздух распределяется неравномерно по всей площади сечения вагранки и подымается прямо по стенкам вагранки. Действительно, такого движения воздуха можно было ожидать в вагранке Герберца, где наряду с CO замечается большая примесь свободного кислорода. Вообще можно принять, что в хороших вагранках 80% С топлива сгорает в CO<sub>2</sub> и 20% — в CO, при чем, далее, для одной и той же вагранки, в зависимости от времени взятия пробы, могут быть колебания С, сгорающего в CO<sub>2</sub>, от 70 до 90%. Количество свободного O<sub>2</sub> редко бывает > 3,5% — обыкновенно не > 3%.

<sup>1)</sup> The Practical Engineer. 1898. P. 484.

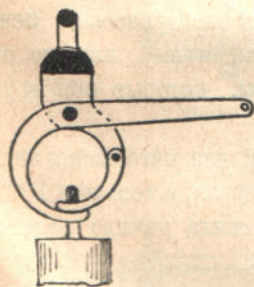


**90. Приспособления для разбивания чугуна.** Чем в меньших кусках чугун забрасывается в вагранку, тем легче он плавится, поэтому крупные

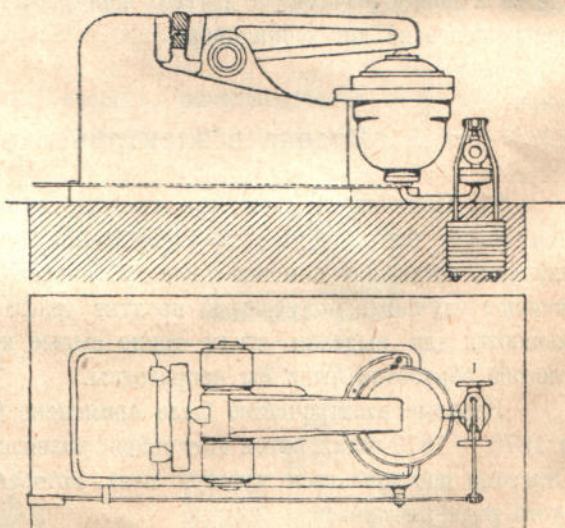


Фиг. 108.

куски лому, а также и штыковый чугун перед плавкой приходится разбивать. Штык разбивается очень легко простой кувалдой, в ломе же попадают куски такой величины, что их можно разбить только при помощи особого приспособления. Для этого обыкновенно устраивается деревянная тренога, высотой 8—10 метров; в верхушке ее помещается



Фиг. 107.



Фиг. 109.

блок, через который перекидывается веревка. К одному концу веревки прикрепляется груз или баба, весом 400—600 кг; другой же конец прикре-



плетается к лебедке. Баба прикрепляется к веревке при помощи особого крючка (фиг. 107). Для той же цели употребляются электромагниты, что более удобно (см. А. М. 622 — 11 — 08). Когда баба поднята на достаточную высоту, дергают за веревку, прикрепленную к одной из клешней крючка, последний освобождает бабу, которая падает и разбивает положенный под нее лом. Очень часто при падении бабы от чугуна отлетают довольно большие куски, которые могут нанести увечье рабочим, стоящим около треноги, поэтому место около лебедки должно быть защищено прочным деревянным щитом.

На больших заводах, где применяется гидравлическая сила, для той же цели употребляются особые машины, устройство которых представлено на фиг. 108 — 109. Машины эти, главным образом, назначены для разламывания штыкового чугуна, но на них можно разламывать также и не особенно большие куски лома. Одна из машин (фиг. 108) состоит из станины, в которой закреплен вращающийся эксцентрик. Под эксцентриком находятся две опоры, одна из них неподвижна, другая соединена со штоком гидравлического цилиндра и может вместе с ним перемещаться. Положенный на опоры кусок чугуна зажимается сверху эксцентриком: затем, пуская в гидравлический цилиндр воду, заставляют перемещаться одну из опор, и таким образом ломают кусок. Около машины имеется насос для накачивания воды в гидравлический цилиндр в том случае, когда на заводе нет водопроводной сети с большим давлением.

В машине, изображенной на фиг. 109, гидравлическое давление прилагается к концу рычага, а другой конец рычага давит на середину куска, положенного на две точки опоры.

### Плавка в электрических печах <sup>1)</sup>.

91. Применяется там, где имеется дешевая энергия (гидравлическая), чем может быть достигнуто удешевление продукта, или применяется в тех случаях, когда при помощи процесса, происходящего в электрических печах, желают улучшить получаемый продукт (рафинирование стали), или же применяются для выделки стали такие сырые материалы, которые при другом способе обработки были бы непригодны.

Впервые электричество было применено Сименсом для нагревания тиглей в 1876 — 1879 годах, затем этот вопрос развития не получал, и только в 1898 г. Стассано построил свою дуговую печь, которая и положила начало развитию этого рода аппаратов.

Электрический ток в электрических печах является только источником тепла, и по сравнению с другими источниками тепла дает следующие преимущества электрическим печам:

<sup>1)</sup> См. более подробно Z. 1961 — 10.



1. Вследствие очень высокой температуры печи является возможным поддерживать в жидком состоянии основные шлаки, которые способствуют высокому рафинированию металла.

2. Это свойство печи допускает возможность получать сталь высокого качества из более плохих сырых материалов.

3. Применение электрического тока позволяет регулировать температуру металлической ванны в очень узких пределах, что опять способствует получению материала более высокого качества.

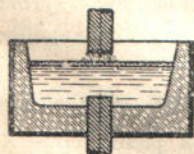
4. Печь работает почти без притока воздуха и других газов, вследствие чего сталь получается ненасыщенная газами и дает плотную отливку.

Рафинирование при помощи шлаков требует большой свободной поверхности металла, на которой шлаки могли бы производить необходимое воздействие. Такую поверхность мы имеем в мартеновских печах. С другой стороны, расплавленная сталь должна иметь возможность спокойно отстояться, чтобы выделить из себя газы и шлаки; это условие прекрасно осуществляется при плавке в тиглях. В электрических печах мы имеем соединение того и другого.

В электрических печах мы имеем всегда два рода жидкостей (расплавленный металл и шлаки) различной электропроводимости, и главное различие отдельных типов электрических печей лежит в различных способах воздействия электрического тока на жидкости, заполняющие печь.

Теплота, необходимая для нагревания металла и шлака, может передаваться или от вольтовой дуги, или вследствие прохождения тока внутри металла; сообразно с этим электрические печи разделяются на печи дуговые и печи проводниковые.

92. Дуговые печи, в свою очередь, разделяются на печи, в которых вольтова дуга не имеет непосредственного соприкосновения с металлом и



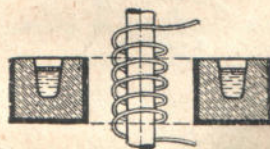
Фиг. 110.



Фиг. 111.



Фиг. 112.



Фиг. 113.

передает ему теплоту лучеиспусканием, и печи, в которых дуга устанавливается между одним или несколькими электродами и расплавленной ванной.



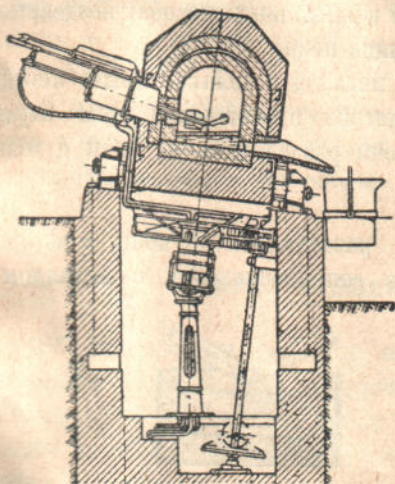
В этом случае ванна служит одним из электродов, следовательно является проводником электричества, а потому подобные печи до некоторой степени тоже являются проводниковыми печами, но в этом случае поперечное сечение ванны настолько велико, что вследствие сопротивления провода выделяется самое ничтожное количество тепла; главным же образом теплота выделяется вольтовой дугой.

На фиг. 110 представлена схема проводниковой дуговой печи. Вольтова дуга устанавливается между двумя электродами и проходит через металлическую ванну.

На фиг. 111 представлена схема чисто дуговой печи: вольтова дуга устанавливается между электродами, расположенными над поверхностью ванны, и действует только лучеиспусканием.

### 93. Проводниковые печи разделяются на:

1. Чисто проводниковые, в которых ток устанавливается между электродами, опущенными в металлическую ванну (фиг. 112) и, преодолевая сопротивление металла, превращает электрическую энергию в тепловую.

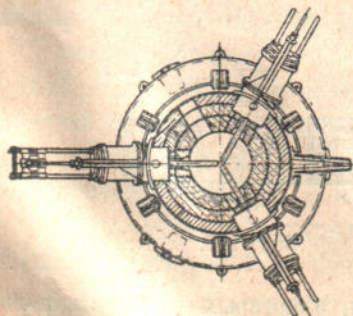


2. Индукционные, представляющие из себя подобие трансформатора переменного тока (фиг. 113). Здесь вторичной обмоткой является расплавленная ванна, в центре которой помещается первичная обмотка. При прохождении по первичной обмотке переменного тока, в ванне получается столь сильный индукционный ток, что провод, т.е. сама ванна, поддерживается в расплавленном состоянии.

По сравнению с дуговыми индукционные печи имеют следующие отличительные особенности:

1. Ванна нагревается не через поверхность, а равномерно изнутри.

2. Ток приводится при помощи индукции, а потому в электродах нет необходимости.



Фиг. 114.

Типичным представителем чисто дуговой печи является печь Стассана (фиг. 114). Печь работает по тому же принципу, как и печь Мартена, только необходимая температура для нагрева получается от вольтовой дуги, которая образуется между тремя угольными электродами, пропущенными через боковые стены печи. Вольтова



дуга выделяет лучистую теплоту, которая действует на металлическую ванну и непосредственно, и посредственно, нагревая сначала стенки и свод печи, которые уже отдают тепло ванне. Печь складывается на наклонной металлической плите, вращающейся около вертикальной оси при помощи особого привода. Благодаря такому устройству, при поворачивании печи металл перемещается и последовательно приходит в соприкосновение со шлаками, которые покрывают его поверхность и оказывают на расплавленную ванну химическое воздействие.

Печь имеет цилиндрическую форму и сверху перекрыта куполом. Электроды расположены равномерно по окружности и могут устанавливаться, перемещаясь вдоль своей оси при помощи гидравлических цилиндров. В больших печах ставится до 6 электродов. Диаметр электродов около 80 мм. Электроды ставятся на такой высоте, чтобы при поворачивании печи и при вскипании металла поверхность его не приходила в соприкосновение с электродами. Обмуровка печи производится доломитом. Сбоку делается одно отверстие, которое при поворачивании печи в нижнем своем положении служит выпускным отверстием, а при наивысшем положении служит отверстием для загрузки. Печь делает 5—6 оборотов в минуту и на это расходует около 5 лш. сил.

Температура в печи устанавливается очень высокая. Теплота от электродов передается металлу через слой шлаков, вследствие чего последние находятся в очень жидком состоянии и оказывают сильную реакцию на металл.

Вследствие высокой температуры футеровка печи сильно страдает и выдерживает 70—80 плавов (в течение 3-х, 4-х недель), после чего печь должна быть вновь переложена, на что требуется около недели.

Для перемены электрода потребно около 5 мин.

Для печи применяется переменный ток низкого напряжения.

Для печи в . . . . . 1000 кг . . . . . 5000 кг.

Мощность генератора . . . . . 190 кв. . . . . 750 кв.

На выплавку одной тонны стали

расходуется . . . . . 1000 кв.-час. . . . . 900 кв.-час.

Подробности см. St. und Eisen, 1908, Н. 19, S. 654.

Типичным представителем проводно-дуговой печи являются печи Геру (Héroult, фиг. 115) и Жиро (Girod, фиг. 116).

В печи Геру два угольных электрода с квадратным поперечным сечением, 1 кв. см на 5—6 ампер, подводятся к расплавленной ванне металла. Электроды могут устанавливаться в вертикальном направлении автоматически или от руки. При проходе через электроды однофазного переменного тока, последний с конца одного электрода входит в ванну, проходит по ней и вступает в другой электрод, при чем между электродами и ванной устанавливаются две вольтовые дуги и получается таким образом на поверхности ванны два места с наиболее высокой температурой.

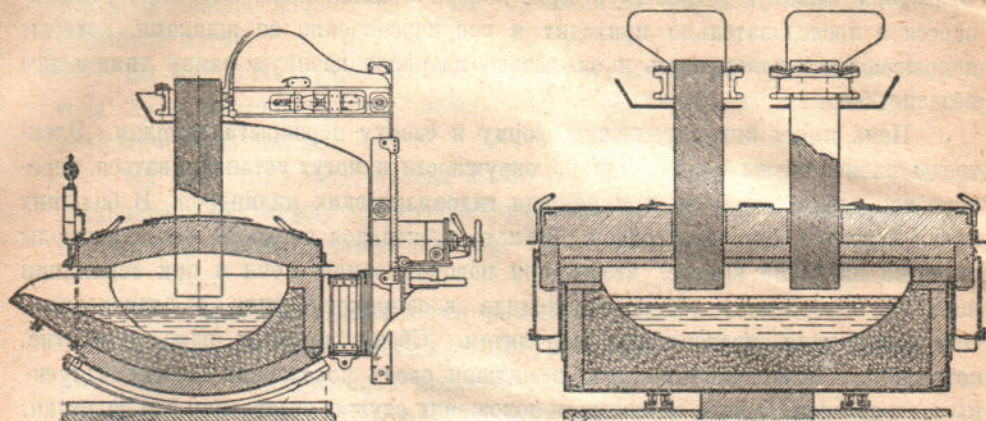
Размер печи . . . . . 1 2 3 5 10 тон.

Мощн. генератора . . . . . 310 440 550 750 1200 кв.



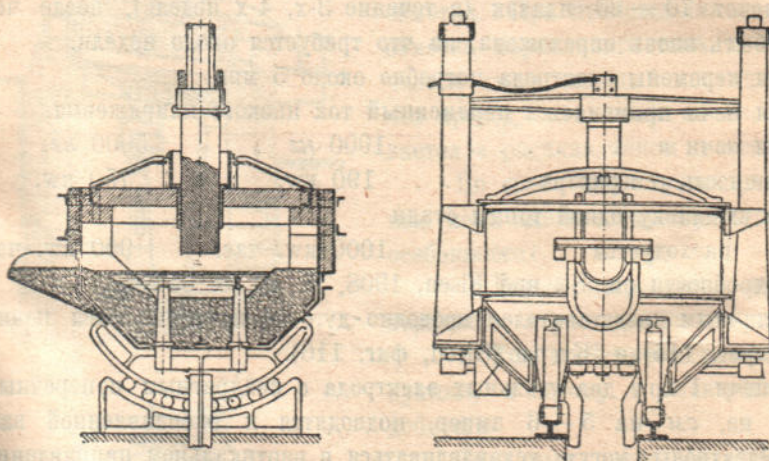
Расход углей при холодной садке 10 — 12 кг, при горячей — 2,5 — 3 кг на тонну стали. Подробности о работе печи см. *Stahl und Eisen*, 1907, Heft 2, S. 50.

В печи Жиро имеется один угольный электрод, опускающийся через свод печи; в поде же помещается несколько стальных электродов, охлаждае-



Фиг. 115.

мых водой. Таким образом, в этой печи направление тока более вертикальное, в печи же Геру — направление более горизонтально. Вертикальное направление



Фиг. 116.

тока способствует более равномерному воздействию его на всю массу металла.

Обе печи устроены таким образом, что они могут покачиваться для перемешивания металла при рафинировании.

Подробности о работе печи см. *Stahl und Eisen*, 1907, Heft 27, S. 956, 1909.



**94. Индукционные печи.** На фиг. 117 представлена печь Къелина. Она состоит из кольцеобразной ванны, с жидким чугуном, который служит как бы вторичной обмоткой трансформатора переменного тока. Через середину ванны проходит вертикальный якорь электромагнита, вокруг которого намотана первичная обмотка. Ванна готовится из основной массы и сверху перекрывается отдельными крышками. Для разогрева в ванну закладываются чугунные кольца, внутри которых возбуждается индукционный ток; под влиянием последнего кольца постепенно раскаляются, начинают плавиться и плавят лежащий около них металл; затем ток возбуждается уже в самой жидкой ванне, и работа печи продолжается.

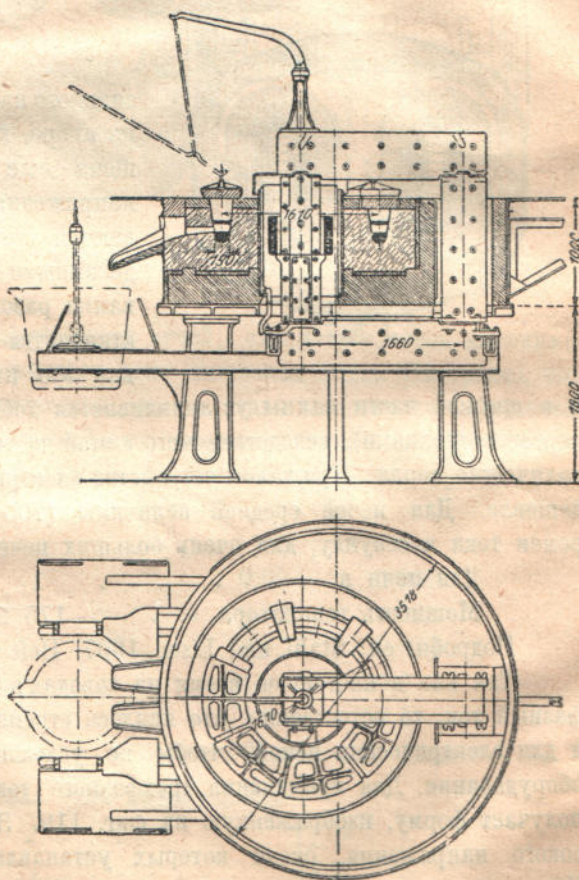
Для печи в . . . . . 700 1500 4000 кг.

Потребная мощность генератора . 90 175 400 kw.

Подробности см. Stahl und Eisen, 1904, стр. 824.

Печи Къелина дают возможность удобно переплавлять сталь, подобно тому, как это делается в тиглях, т. - е. могут хорошо работать в литейных. Если же желают металл перерабатывать, т. - е. преследуются металлургические цели, тогда необходимо, чтобы металл подвергался воздействию шлаков, а для этого необходима большая поверхность ванны, чего в печи Къелина сделать не представляется возможным, так как при увеличении поперечного сечения кольца ванны уменьшается его сопротивление, и выделение тепла становится малым. Приходится для получения нужной температуры уменьшать число перемен тока, что вызывает повышение стоимости электрического устройства.

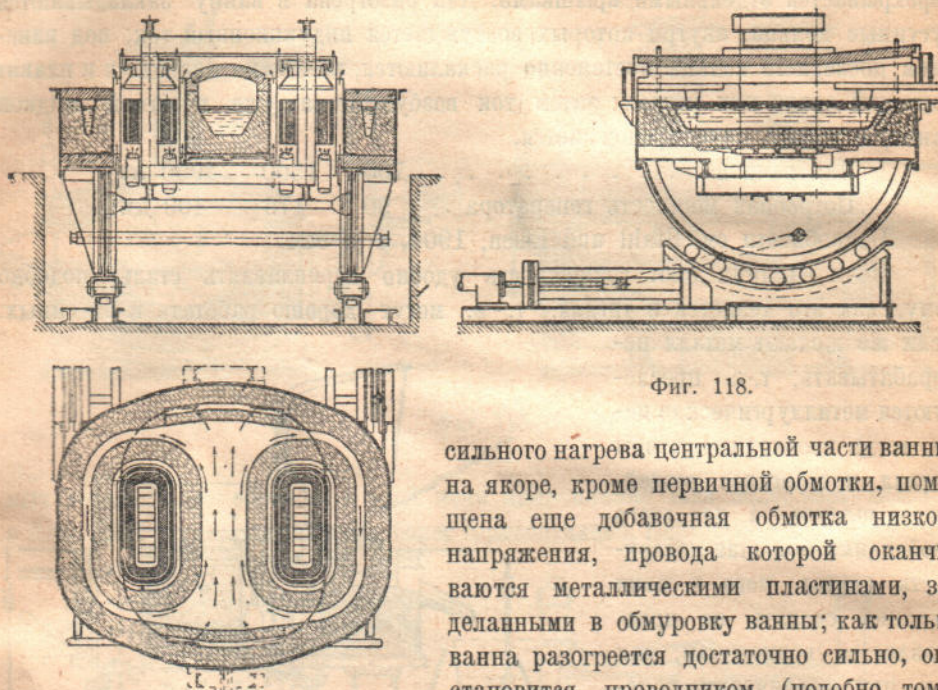
Для устранения указанных неудобств была предложена печь Рэхлинг-Роденгаузера (фиг. 118). В этой печи якорь электромагнита имеет две первичные обмотки, и ванна имеет форму восмерки. Вокруг каждой пер-



Фиг. 117.



вичной обмотки якоря получается тонкий кольцевой жолоб, как и в печи Кьелина. Заполняющий этот жолоб металл является вторичной обмоткой, и вследствие малого поперечного сечения жолоба появляющийся в нем индукционный ток сильно нагревает металл. Средняя же часть ванны имеет большую поверхность, на которую могут оказывать нужное воздействие шлаки. Для более



Фиг. 118.

сильного нагрева центральной части ванны, на якоре, кроме первичной обмотки, помещена еще добавочная обмотка низкого напряжения, провода которой оканчиваются металлическими пластинами, заделанными в обмуровку ванны; как только ванна разогреется достаточно сильно, она становится проводником (подобно тому, как это имеет место в лампе Нернста),

и в средней части ванны устанавливается добавочный ток (как показано на чертеже стрелками), вследствие чего в этой части ванны выделяется добавочное количество тепла. При таком устройстве электрическое оборудование обходится дешевле. Для печей средней величины (700 кг) требуется около 50 перемен тока в секунду, для очень больших печей — около 25 перемен.

Для печи в . . . . . 1 2 3 5 8 тонн.

Мощность генератора . . . . . 175 275 350 500 750 kw.

Подробн. см. Stahl und Eisen, 1907, Heft 45, S. 1605.

Так как в настоящее время на заводах в большинстве применяется трехфазный ток, то естественно, что явилось стремление применить подобный ток и для электрических печей, чтобы не усложнять заводского электрического оборудования. Для применения трехфазного тока печь Рэхлинг-Роденгаузера получает форму, изображенную на фиг. 119. Здесь имеются три обмотки высокого напряжения, около которых устанавливаются три кольцевые тока. Якоря соединяются сверху общей чугунной крышкой, которая служит в то же время и крышкой для печи.



Согласно профес. Гау, индукционные печи имеют следующее преимущество по сравнению с другими электрическими печами:

Отсутствие дорого-стоющих электродов.

Равномерная температура ванны.

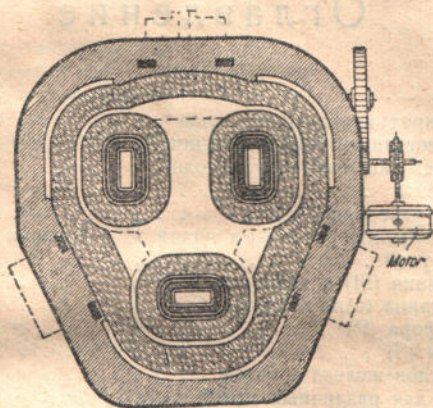
Меньшая затрата энергии.

Более равномерная нагрузка электрических машин.

Недостатки заключаются в следующем:

Большая трудность наблюдения за ходом печи.

Ненужное, слишком сильное движение расплавленного металла.



Фиг. 119.

Сталь, получаемая из электрических печей, отличается очень высокими качествами, с ней не может сравниться даже тигельная сталь. Интересно, что при совершенно одинаковом химическом составе сталь из электрических печей выказывает лучшие механические свойства, чем сталь тигельная. Так, Жиро в докладе VI Международному Конгрессу по прикладной химии привел следующие данные:

	‰	‰
Содержание углерода . . . . .	0,051	0,050
„ серы . . . . .	0,020	0,023
„ фосфора . . . . .	0,011	0,015
Удлинение . . . . .	34,0	30,5
Сжатие поперечного сечения . . . . .	71,5	50,1
Ударная проба . . . . .	50 раз	22 раза

Таким образом, электр. сталь дала преимущество

На удлинении . . . . .	11,4‰
На сжатии . . . . .	42,7 „
Ударн. пробы . . . . .	127,2 „



# Оглавление

	Стран.
Введение . . . . .	1
✓ 1. Требования, предъявляемые к литью . . . . .	3
2. Химический состав литейных чугунов . . . . .	3
3. Влияние общего количества углерода . . . . .	4
4. Влияние графита . . . . .	5
5. Другие виды углерода . . . . .	6
6. Условия образования различных видов С и условия перехода одного вида в другой . . . . .	6
✓ 7. Влияния кремния (Si) и алюминия (Al) . . . . .	7
8. Влияние марганца (Mn) и хрома (Cr) . . . . .	8
✓ 9. Влияние фосфора (P) . . . . .	9
✓ 10. Влияние серы (S) . . . . .	9
11. Влияние окислов железа и газов . . . . .	10
✓ 12. Состав литья для различных целей . . . . .	10
✓ 13. Явления, происходящие с чугуном при отливке . . . . .	12
<b>П л а в к а .</b>	
14. Плавка в тиглях . . . . .	16
15. Печи для нагревания тиглей . . . . .	17
16. Горна на жидком топливе . . . . .	24
17. Ведение плавки в тиглях . . . . .	28
18. Видоизменение металла при плавке в тиглях . . . . .	29
19. Плавка в отражательных печах . . . . .	32
20. Данные для постройки печей . . . . .	36
21. Данные для теплового баланса . . . . .	38
22. Способ расчета печей гидравлическим методом . . . . .	42
23. Пример расчета . . . . .	46
<b>Баланс тепла в печи.</b>	
А. Предварительные данные . . . . .	53
Б. Потеря тепла через стенки в 1 час . . . . .	54
В. Потеря с продуктами горения . . . . .	—
Г. Баланс тепла и определение количества топлива требуемого в 1 час. . . . .	—
Количество и размер колосников . . . . .	56
Гидравлический расчет . . . . .	56
I. Сопротивления от изменения скорости по величине и направлению . . . . .	56
II. Расход давления на преодоление трения . . . . .	60
III. Давление, получаемое в поддувале и т. д. . . . .	61
24. Пламенные печи на жидком топливе . . . . .	64
25. Ведение плавки . . . . .	68
26. Видоизменение чугуна при плавке в пламенной печи . . . . .	69
✓ 27. Генеративные печи . . . . .	70
✓ 28. Конструкции генераторов . . . . .	73



	Стран.
29. Генераторы для торфа и дров . . . . .	78
30. Специальные приспособления для улучшения качества генераторного газа . . . . .	81
31. Общее устройство регенеративной печи . . . . .	83
32. Распределительные клапаны . . . . .	84
33. Регенераторы . . . . .	85
34. Устройство печи . . . . .	88
35. Устройство пода . . . . .	92
36. Шлаковики . . . . .	95
37. Современные печи . . . . .	96
38. Размеры печи . . . . .	98
Печи, работающие на нефти . . . . .	99
Расчет мартеновской печи . . . . .	100
39. Пускание печи в действие . . . . .	—
40. Плавка стали . . . . .	101
Малые мартеновские печи . . . . .	105
Температуры в печи Сименс-Мартена . . . . .	106
41. Получение стали в конверторах . . . . .	106
42. Работа конвертора . . . . .	108
43. Видоизменения металла при бессемеровании . . . . .	110
Углерод . . . . .	—
Кремний . . . . .	—
Марганец . . . . .	—
Сера . . . . .	—
Фосфор . . . . .	—
Железо . . . . .	—
Кислород . . . . .	111
Насыщение углеродом . . . . .	—
Температура пламени . . . . .	—
44. Выбор чугуна . . . . .	—
45. Основной процесс или „томасирование“ . . . . .	112
Содержание углерода . . . . .	113
Количество кремния . . . . .	—
Сера . . . . .	114
Марганец . . . . .	—
Фосфор . . . . .	—
46. Сравнение кислого и основного процесса . . . . .	—
47. Размеры конверторов . . . . .	115
48. Конвертор Роберта . . . . .	116
49. Конвертор Тропинаса . . . . .	—
50. Конвертор Cuystok . . . . .	117

## Плавка в вагранках.

51. Вагранка . . . . .	118
52. Топливо для вагранок . . . . .	120
Древесный уголь . . . . .	—
Антрацит . . . . .	121
Кокс . . . . .	—
53. Процесс горения топлива в вагранке . . . . .	122
Конструкции вагранок . . . . .	124
54. Вагранка Аейрланда . . . . .	—
55. Вагранка Кригара . . . . .	126
56. Вагранка Маккензи . . . . .	128
57. Вагранка Пиа . . . . .	—
58. Вагранка Грейнера и Эрпфа . . . . .	—
59. Средняя фурма Веста . . . . .	130
60. Вагранка Герберца с высасыванием воздуха . . . . .	—
61. Вагранка Нау . . . . .	133
62. Нефтяная вагранка Петрашевского . . . . .	—
63. Главные условия рациональной работы вагранок . . . . .	134



	Стран.
64. Построение вагранок . . . . .	137
Форма шахты . . . . .	—
Высота шахты над фурмами . . . . .	—
Диаметр вагранки . . . . .	139
Площадь поперечного сечения фурм . . . . .	141
Необходимая сила дутья . . . . .	42
Размер колош чугуна . . . . .	144
65. Количество топлива, расходуемого на выплавку одного кг чугуна . . . . .	—
66. Примерный расчет вагранки . . . . .	146
Баланс тепла прогретой вагранки . . . . .	148
67. Форма и расположение фурм . . . . .	151
68. Обмуровка шахты . . . . .	153
69. Выпускное отверстие . . . . .	157
70. Отверстие для удаления шлаков . . . . .	158
71. Скоп . . . . .	159
72. Охлаждение вагранки . . . . .	—
✓ 73. Подогревание дутья . . . . .	160
74. Труба вагранок . . . . .	161
75. Способы переплавки в вагранках на различных случайных видах го- рячего . . . . .	164
I. Слабый антрацит . . . . .	164
II. Торфяной кокс и древесный уголь (борьба с продуктами непол- ного горения) . . . . .	165
III. Каменный уголь . . . . .	—
IV. Дрова и торф . . . . .	166
76. Приспособления для подъема материалов к колошниковому отверстию . . . . .	—
77. Работа вагранки . . . . .	169
78. Плавка . . . . .	173
79. Плавни . . . . .	174
80. Горячая или холодная плавка . . . . .	176
81. Выгрузка вагранки . . . . .	179
82. Прислуга при вагранке . . . . .	—

#### Особые случаи плавки чугуна.

83. Плавка чугуна с прибавлением стали . . . . .	179
84. Плавка опилок - стружек . . . . .	180
85. Расход топлива . . . . .	181
86. Сила дутья и работа, необходимая для ее получения . . . . .	182
87. Вентиляторы . . . . .	—
88. Изменение химического состава чугуна при плавке в вагранке . . . . .	185
89. Состав газов, выходящих из вагранки . . . . .	188
✓ 90. Приспособления для разбивания чугуна . . . . .	189
✓ 91. Плавка в электрических печах . . . . .	190
92. Дуговые печи . . . . .	191
Чисто проводниковые . . . . .	—
Индукционные . . . . .	—
✓ 93. Проводниковые печи . . . . .	192
✓ 94. Индукционные печи . . . . .	195



110449

3448

174924

174

175  
225

0.82

0.82

164

156

0.6724

2.6 2











